622.083
С 74

СПРАВОЧНИК ПО ОБОГАЩЕНИЮ РУД

1

Ч. 3.
С227(С83) 24853
С 74 т. 1
Справочник по обогащению руд
9-53

Книга должна быть возвращена не позже указанного здесь срока

Количество предыдущих выдач

30/IX-214
7/V-421с
30/XII-94-107
23.12.00-124
16.02.01-338
30.06.01-107
20.07.01-386
18.09.06-456
9.11.04-801
30.02.08-857
8.11.09-920
9.11.04-955

63—1071

СПРАВОЧНИК ПО ОБОГАЩЕНИЮ РУД

В трех томах

Главная редакционная коллегия:

Заслуженный деятель науки и техники, проф., докт. техн. наук *О. С. Богданов* (гл. редактор), канд. техн. наук *Ю. Ф. Ненарокомов* (зам. гл. редактора), проф., докт. техн. наук *В. А. Олевский* (зам. гл. редактора), лауреат Государственной премии *И. К. Акимшин*, инж. *И. Т. Бащенко*, канд. техн. наук *Ю. И. Еропкин*, канд. техн. наук *Б. В. Кизевальтер*, инж. *В. А. Кулишов*, докт. техн. наук *А. И. Поваров*, проф., докт. техн. наук *К. А. Разумов*, лауреат Государственной премии *И. А. Стригин*, инж. *А. В. Троицкий*.

ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»

2005.
622.7(083)
С74

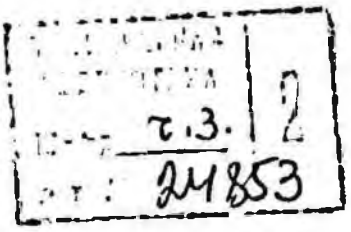
СПРАВОЧНИК ПО ОБОГАЩЕНИЮ РУД

Том первый

ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

Редакционная коллегия первого тома:

Заслуженный деятель науки и техники проф., докт. техн. наук *О. С. Богданов* (гл. редактор), проф., докт. техн. наук *В. А. Олевский* (отв. редактор), лауреат Государственной премии *И. К. Акиншин*, инж. *Н. Т. Бащенко*, доц., канд. техн. наук *В. В. Зверевич*, инж. *В. А. Кулишов*, канд. техн. наук *Ю. Ф. Ненарокомов*, проф. *В. А. Перов*.



Москва 1972

6П1.9

С74

УДК 622.7(03)

Справочник по обогащению руд. В 3-х т. Гл. ред. О. С. Богданов. Т. I. Подготовительные процессы. Отв. ред. В. А. Олевский. М., «Недра», 1972, 448 с.

В первом томе справочника содержатся основные понятия и сведения по гранулометрическому составу материалов, характеристикам крупности и методам их определения; излагаются теоретические и практические сведения по процессу грохочения и грохотам, по дроблению и дробилкам, по классификации в водной и воздушной средах и классификаторам, по процессам измельчения и измельчительному оборудованию.

Справочник предназначен для широкого круга специалистов в области дробления и измельчения ископаемого сырья (обогатителей, строителей, химиков-технологов), работающих в промышленности, научно-исследовательских институтах, а также для преподавателей и студентов горных, металлургических, технологических, строительных и транспортных вузов.

Таблиц 194, иллюстраций 289, список литературы — 182 назв.

В подготовке первого тома принимали участие: проф., докт. техн. наук *В. А. Олевский*, канд. техн. наук *Б. В. Кизевальтер*, инж. *М. И. Лавринович*, докт. техн. наук *А. И. Поваров*, инж. *И. С. Сасон*, инж. *В. Г. Свирин*, канд. техн. наук *В. П. Яшин*.

3-7-4
266—72

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие 8

Введение 10

Раздел I

ГРОХОЧЕНИЕ

Глава I. Гранулометрический состав минерального сырья и продуктов обогащения 13

§ 1. Методы определения крупности материала 13

§ 2. Контрольные сита 13

§ 3. Характеристики крупности материала 16

§ 4. Уравнения характеристики крупности материала 20

§ 5. Условный и средний диаметры частицы и продукта 22

Глава II. Виды грохочения и просеивающие поверхности 25

§ 6. Виды грохочения 25

§ 7. Просеивающие поверхности 26

§ 8. Живое сечение просеивающей поверхности 35

§ 9. Классификация грохотов . . 36

Глава III. Грохоты неподвижные, с движением отдельных элементов просеивающей поверхности и вращающиеся 36

§ 10. Неподвижные колосниковые грохоты 36

§ 11. Дуговые грохоты 38

§ 12. Валковые (дисковые) грохоты 44

§ 13. Цепные грохоты и решетки 46

§ 14. Грохоты с вибрациями отдельных элементов и вибрационные грохоты с подвижными колосниками 46

§ 15. Барабанные вращающиеся грохоты 47

Глава IV. Плоские подвижные грохоты 51

§ 16. Слабонаклонные грохоты с поперечными и горизонтальные грохоты с продольными несимметричными колебаниями 51

§ 17. Плоские грохоты с продольными симметричными колебаниями 52

§ 18. Грохоты для выделения твердой фазы пульпы 74

Глава V. Закономерности процесса грохочения 76

§ 19. Основные параметры 76

§ 20. Кинетика грохочения . . . 78

§ 21. Гранулометрический состав продуктов грохочения . . . 81

§ 22. Факторы, влияющие на процесс грохочения 82

Глава VI. Механика грохотов и их технологический расчет 84

§ 23. Динамика и кинематика грохотов 84

§ 24. Скоростные диаграммы . . . 85

§ 25. Параметры механического режима грохота 89

§ 26. Скорость подачи материала 90

§ 27. Технологический расчет быстроходных грохотов . . . 92

§ 28. Методика расчета показателей грохочения 97

Глава VII. Монтаж и практика применения грохотов в дробильных отделениях . . 98

§ 29. Монтаж и пуск гирационных грохотов 98

§ 30. Монтаж и эксплуатация вибрационных (инерционных) грохотов 100

§ 31. Общие правила эксплуатации и техника безопасности . . . 102

§ 32. Грохоты в корпусах крупного дробления 105

§ 33. Грохочение перед средним и мелким дроблением 108

Раздел II

ДРОБЛЕНИЕ

Глава VIII. Теория дробления. Классификация дробильно-размольного оборудования 109

§ 34. Процессы дробления и измельчения 109
§ 35. Теории дробления 115
§ 36. Классификация дробильно-размольных машин и устройств 119

Глава IX. Щековые дробилки . . 122

§ 37. Типы щековых дробилок . . 122
§ 38. Параметры механического режима щековой дробилки . . 130
§ 39. Производительность щековых дробилок ЩДП 133
§ 40. Показатели работы щековых дробилок 140

Глава X. Конусные дробилки крупного дробления 140

§ 41. Типы конусных дробилок . . 140
§ 42. Параметры механического режима конусных дробилок . . 145
§ 43. Производительность конусных дробилок крупного дробления 148

Глава XI. Конусные дробилки среднего и мелкого дробления 155

§ 44. Типы дробилок 155
§ 45. Параметры механического режима дробилок 161
§ 46. Производительность дробилок среднего дробления . . . 163
§ 47. Производительность дробилок мелкого дробления . . 166
§ 48. Сопряжение дробилок при стадиальном дроблении . . 173

Глава XII. Валковые, молотковые и роторно-бильные дробилки 176

§ 49. Валковые дробилки 176
§ 50. Молотковые дробилки . . . 185
§ 51. Роторно-бильные дробилки 193

Глава XIII. Монтаж и эксплуатация дробилок 196

§ 52. Монтажные работы 196
§ 53. Смазка дробилок 201
§ 54. Основные правила техники безопасности 205
§ 55. Эксплуатация щековых дробилок 206
§ 56. Эксплуатация конусных дробилок крупного дробления 209
§ 57. Эксплуатация конусных дробилок среднего и мелкого дробления 212
§ 58. Защита дробилок от попадания металлических предметов 214

Раздел III

КЛАССИФИКАЦИЯ В ВОДНОЙ И ВОЗДУШНОЙ СРЕДАХ

Глава XIV. Закономерности свободного и стесненного падения частиц . . . 220

§ 59. Закономерности свободного падения частиц 220
§ 60. Закономерности стесненного падения частиц 229
§ 61. Основные принципы классификации 233
§ 62. Принципы расчета гидравлических классификаторов . . 234
§ 63. Принципы расчета механических классификаторов . . . 236

Глава XV. Классификаторы . . . 237

§ 64. Механические классификаторы 237
§ 65. Параметры и расчет реечных и спиральных классификаторов 244
§ 66. Эксплуатация механических классификаторов 254
§ 67. Автоматические конусы . . . 255
§ 68. Гидравлические классификаторы 265
§ 69. Воздушные сепараторы . . 272

Глава XVI. Гидроциклоны и центрифуги 276

§ 70. Гидроциклоны 276
§ 71. Выбор и технологический расчет гидроциклонов 284
§ 72. Эксплуатация гидроциклонов 289
§ 73. Центрифуги 291

Раздел IV

ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

Глава XVII. Конструкция мельниц 299

§ 74. Классификация размольного оборудования 299

§ 75. Барабанные мельницы для мокрого измельчения 304

§ 76. Вибрационные мельницы . 316

§ 77. Центробежные мельницы . . 319

§ 78. Мельницы для сухого измельчения 321

Глава XVIII. Механика барабанных мельниц 325

§ 79. Параметры механического режима 325

§ 80. Потребляемая мельницами мощность 335

§ 81. Износ шаров в мельнице . . 340

Глава XIX. Закономерности процесса измельчения . . . 342

§ 82. Удельная поверхность продуктов измельчения . . . 342

§ 83. Кинетика измельчения . . . 346

§ 84. Схемы измельчения 347

Глава XX. Работа шаровых и стержневых мельниц и их технологический расчет 350

§ 85. Данные для расчета стержневых и шаровых мельниц сухого измельчения 350

§ 86. Работа стержневых мельниц мокрого измельчения на обогатительных фабриках и их технологический расчет . . 351

§ 87. Данные сравнительных испытаний шаровых мельниц . . 359

§ 88. Технологический расчет шаровых мельниц 369

§ 89. Показатели эксплуатации стержневых и шаровых мельниц 371

Глава XXI. Работа мельниц рудного самоизмельчения и рудногалечного измельчения и их технологический расчет 383

§ 90. Особенности работы мельниц самоизмельчения 383

§ 91. Испытания мельниц 385

§ 92. Технологические схемы установок первичного рудного самоизмельчения 387

§ 93. Установки для рудногалечного измельчения 394

§ 94. Выбор способа самоизмельчения 394

§ 95. Определение производительности мельниц первичного самоизмельчения 396

§ 96. Производительность рудногалечных мельниц 398

Глава XXII. Монтаж и эксплуатация мельниц 400

§ 97. Монтажные работы 400

§ 98. Смазка мельниц 403

§ 99. Футеровка мельниц 411

§ 100. Измельчающая среда . . . 431

§ 101. Основные способы регулирования работы мельниц 434

Список литературы 442

ПРЕДИСЛОВИЕ

В Директивах XXIV съезда КПСС по пятилетнему плану развития народного хозяйства СССР на 1971—1975 гг. предусмотрен дальнейший быстрый рост производства черных, цветных, редких и легких металлов, составляющих основу современной промышленности. В выполнении этих задач большая роль принадлежит горнодобывающим и рудоподготовительным предприятиям.

Обогащение полезных ископаемых в нашей стране получило значительное развитие, особенно за последние 15 лет. Построены крупные горнообогатительные комбинаты по добыче и обогащению руд черных и цветных металлов, асбеста, фосфоритов и многих других полезных ископаемых.

По производительности и техническому оснащению отечественные обогатительные фабрики не уступают передовым зарубежным. Например, железорудные обогатительные фабрики Соколовско-Сарбайского и Северного горнообогатительных комбинатов, Качканарская обогатительная фабрика перерабатывают свыше 30 млн. *т* руды в год каждая. В цветной металлургии вступившие в строй еще в годы первой пятилетки Балхашская и Среднеуральская и построенные в послевоенные годы Джезказганская, Алмалыкская, Кентауская и Зыряновская фабрики стоят в ряду передовых обогатительных фабрик мира. Асбестовая фабрика № 6, перерабатывающая 12 млн. *т* руды в год, является крупнейшей в мире.

В девятой пятилетке вступят в строй новые крупные железорудные горнообогатительные комбинаты и фабрики по обогащению руд цветных металлов, асбеста и других полезных ископаемых.

Отечественное машиностроение создало условия для технического прогресса в обогащении, обеспечив конструирование и производство в достаточном количестве усовершенствованного дробильно-размольного, агломерационного и флотационного оборудования.

В СССР выросли кадры специалистов-обогатителей, значительно расширилась сеть научно-исследовательских, проектных и конструкторских организаций, занимающихся процессами обогащения.

В области обогащения полезных ископаемых в СССР накоплен громадный опыт. Это создало благоприятные условия для подготовки настоящего Справочника по обогащению руд, для систематизации в нем опыта фабрик и анализа технологических схем обогащения, описания применяемого оборудования и практики работы обогатительных фабрик.

Справочник по обогащению полезных ископаемых известного американского ученого А. Ф. Таггарта, изданный в СССР в русском переводе в 1933 г., а затем в дополненном виде в 1949—1950 гг., в свое время сыграл положительную роль в повышении знаний советских специалистов-обогатителей, но в настоящее время уже устарел, и кроме того, не содержит никаких сведений о состоянии обогащения в СССР.

Издававшиеся до настоящего времени работы, посвященные теории обогащения, обогатительному оборудованию и практике обогащения отдельных видов минерального сырья, как, например, книги В. А. Кулибина «Подготовка руд к плавке» (1952 г.), В. И. Кармазина «Современные методы магнитного обогащения руд черных металлов» (1962 г.), М. А. Фишмана и Д. С. Соболева «Практика обогащения руд цветных и редких металлов» (1957—1963 гг.), С. Ф. Шинкаренко, В. С. Маргулис и других «Справочник по обогащению и агломерации руд черных металлов» (1964 г.), при всем их положительном значении не могли, однако, заменить собой единое справочное издание по всем основным вопросам обогащения руд. Этот пробел по мнению составителей должен восполнить настоящий Справочник.

С целью сокращения объема Справочника в него не включены статистические данные по переработке руды и производству концентратов за предшествующие годы, а показатели, характеризующие работу обогатительных фабрик, приведены в объемах, ограниченных лишь отдельными технологическими процессами. По этой же причине в Справочнике описаны лишь

отдельные наиболее характерные зарубежные фабрики.

В Справочнике не выделен специальный раздел, посвященный оборудованию. Характеристики и конструкции оборудования приводятся в соответствующих разделах применительно к отдельным технологическим операциям.

Справочник выпускается в трех томах (под общей редакцией проф., докт. техн. наук О. С. Богданова):

том первый — «Подготовительные процессы» (под редакцией проф., докт. техн. наук В. А. Олевского);

том второй — «Основные и вспомогательные процессы» (под редакцией проф., докт. техн. наук О. С. Богданова);

том третий — «Обогатительные фабрики» (под редакцией канд. техн. наук Ю. Ф. Ненарокомова).

Основными авторами разделов Справочника являются: проф., докт. техн. наук В. А. Олевский (грохочение, дробление, измельчение); проф., докт. техн. наук О. С. Богданов, канд. техн. наук И. И. Максимов (исследование состава и испытание обогатимости руд, флотация); канд. техн. наук Б. В. Кизевальтер, докт. техн. наук А. И. Поваров (классификация, гравитационные и специальные методы обогащения); канд. техн. наук Ю. И. Азбель, канд. техн. наук Н. Ф. Егоров (магнитное обогащение); инж. В. П. Кондуков (обезвоживание); канд. техн. наук И. Н. Масленицкий (гидрометаллургия); проф., докт. техн. наук В. Я. Миллер (окускование); канд. техн. наук М. Ф. Локопов (опробование, автоматизация контроля и управления технологическими процессами); канд. техн. наук Ю. Ф. Ненарокомов (обогатительные фабрики).

Отдельные главы Справочника составлены канд. техн. наук Ю. И. Еропкиным, канд. техн. наук С. П. Горловским, канд. хим. наук В. В. Рыбкиной, докт. техн. наук Н. Ф. Олофинским, канд. техн. наук В. В. Зверевичем, докт. техн. наук В. А. Мокроусовым, инж. В. В. Гуляевым, канд. техн. наук Д. А. Красновым, канд. техн. наук Г. Ф. Сусликовым, канд. техн. наук Р. Б. Шапиро, инж. И. Н. Архангельской, инж. Е. Т. Родченко, канд. техн. наук Л. М. Лурье, инж. Г. А. Каммом, канд. техн. наук С. М. Чернобровом, инж. М. И. Лаврпновичем, инж. А. И. Акатовым, инж. Б. М. Кузьминым, канд. техн. наук Ю. Р. Ашпитковым, инж. А. М. Базилевским, инж. Н. А. Патковской, канд. техн. наук В. Я. Хайманом, инж. Е. Л. Мелеховой, инж. И. В. Топталовым, инж. Ю. М. Замятиным, инж. Г. В. Панышевой, инж. Л. Ю. Барченко, канд. техн. наук Ю. С. Бадеевым, канд. техн. наук Г. Л. Лепковской, канд. техн. наук И. Н. Авершиным, канд. техн. наук В. П. Яшиным, инж. В. Г. Свиридом, инж. Д. М. Юделевым, инж. Н. С. Сасоном, канд. техн. наук М. Н. Келль, инж. Г. Е. Капелюшем, канд. хим наук И. А. Вайшенкером, канд. техн. наук В. В. Ревницевым, канд. техн. наук И. Н. Шоршером, канд. техн. наук А. К. Поднек. В составлении отдельных параграфов принимали участие также и другие специалисты.

Авторы настоящего Справочника в основном являются сотрудниками института Механобр. Кроме того, к работе над Справочником были привлечены специалисты Ленинградского горного института Уралмеханобра и специалисты-обогатители соответствующих министерств. При подготовке Справочника широко использовались материалы, представленные фабриками, научно-исследовательскими и проектными организациями и отдельными лицами.

Авторы выражают благодарность специалистам научных учреждений, проектных организаций и предприятий, представившим материалы для Справочника.

Авторы также выражают благодарность сотрудникам Механобра, которые провели большую работу по сбору и обработке материала Справочника: Е. Н. Ананьеву, Р. И. Барановой, Е. Н. Вишневскому, Г. Н. Гаевскому, Е. Д. Гришиной, П. Ф. Дупу, С. П. Журавлеву, И. Н. Ефремову, Н. Ф. Ивановой, М. М. Иваницкой, Д. В. Игрунову, М. Г. Костровой, Б. А. Кускову, Л. В. Киселевой, Э. М. Колесниковой, Т. М. Колосовой, Т. М. Кошко, Е. А. Константиновой, И. М. Кролю, Н. П. Кудряковой, Л. Н. Михайловой, Н. Ф. Мельниковой, Н. И. Никоновой, И. П. Овчинникову, Т. С. Прокофьевой, В. В. Петровой, Р. П. Петровой, А. А. Пупляевой, В. Н. Ростиславскому, А. К. Роману, В. А. Рейнберг, П. А. Спвковой, Г. П. Сивалевой, М. В. Сарычевой, В. А. Сафраю, А. В. Смирновой, Т. П. Тимофеевой, Л. Г. Троицкой, Т. А. Урвановой, Д. В. Устинову, Г. И. Хейфецу, Н. С. Шаркевич, Н. С. Шлапоберской, Н. А. Чекмареву.

Издательство, коллектив авторов и редакционная коллегия Справочника просят читателей все критические замечания и пожелания высылать по адресу: 125047, Москва, А-47, пл. Белорусского вокзала, 3, издательство «Недра» или 199026, Ленинград, В-26, 21 линия, д. 8-а, Механобр.

ВВЕДЕНИЕ

Природные минеральные вещества неорганического и органического происхождения, которые при данном состоянии техники могут быть с достаточным эффектом использованы в народном хозяйстве в естественном виде или после предварительной обработки, называются **полезными ископаемыми**.

Твердое полезное ископаемое — объект процессов обогащения, как правило, представляет собой сложный комплекс различных минералов. Природное минеральное сырье, содержащее какой-либо металл или несколько металлов в концентрациях и в видах, пригодных для промышленного извлечения, называется **рудой**. Руды в чистом виде, т. е. содержащие только те минералы, которые пригодны для непосредственного промышленного употребления, в природе почти не встречаются. Наряду с ценными минералами в рудах содержатся минералы, экономически непригодные для потребления, которые называются **пустой породой**. Однако понятие «пустая порода» — относительно. Так, например, во многих случаях кварц, содержащийся в рудах, является пустой породой, но иногда кварц может иметь промышленное применение (имеются месторождения кварца, специально разрабатываемые для промышленности).

По мере развития техники обогащения и способов переработки получаемых продуктов минералы пустой породы, содержащиеся в том или ином полезном ископаемом, становятся полезными. Так, в апатито-нефелиновой руде нефелин долгое время являлся минералом пустой породы, но в последние годы стал полезным минералом, после того как была разработана технология получения глинозема из нефелиновых концентратов.

Непосредственная металлургическая или химическая переработка добываемых полезных ископаемых экономически целесообразна только в том случае, когда содержание в них ценных компонентов не ниже некоторого предела, обусловливаемого главным образом уровнем развития технологии и техники производства. Бо́льшая часть полезных ископаемых подвергается обогащению, так как в естественном виде не соответствует этому условию.

Обогащением полезных ископаемых называется совокупность процессов первичной обработки минерального сырья, имеющих целью отделение всех полезных минералов (а при необходимости и их взаимное разделение) от пустой породы, т. е. от тех входящих в состав сырья минералов, которые не представляют непосредственной практической ценности в данных технико-экономических условиях.

Экономическое значение обогащения полезных ископаемых обусловливается не только тем, что часто лишь после него становится возможным металлургическое, химическое и другое их использование, но и тем, что переработка обогащенного сырья обходится значительно дешевле, чем природного. Сокращаются в целом, по всему циклу переработки, потери полезных составляющих; при том же выпуске продукта (например, чугуна, меди и др.) уменьшается количество материалов, подлежащих переработке, а следовательно, и ее стоимость; повышается качество готовой продукции; сокращаются расходы на перевозку сырья и промпродуктов и т. д.

Народнохозяйственное значение обогащения полезных ископаемых определяется огромным расширением при его применении запасов важнейших полезных ископаемых в виде вовлекаемого в промышленный оборот бедного по содержанию используемых компонентов и сложного по составу минерального сырья.

Важным преимуществом обогащения полезных ископаемых является возможность выделения из минерального сырья при его обогащении тех компонентов, которые в процессе дальнейшей переработки могут угрожать здоровью трудящихся.

При всем разнообразии применяемых в промышленности методов обогащения полезных ископаемых все они основаны на использовании различий в присущих

минералам физических и физико-химических свойствах. В зависимости от использования тех или иных свойств различают основные методы обогащения полезных ископаемых: рудоразборку, гравитационное, флотационное, магнитное электростатическое и радиометрическое обогащение, обогащение по трению, по форме и по крупности (табл. 1).

В результате обогащения полезного ископаемого получают **концентрат**, в котором сосредоточена основная масса полезных составляющих, содержащихся в сырье до его обогащения, и отходы — **хвосты**, в которые переходит бóльшая часть пустой породы. При наличии в сырье нескольких полезных составляющих в результате обогащения получают хвосты и несколько концентратов.

Важнейшими технологическими показателями процесса обогащения полезных ископаемых, характеризующими его техническое совершенство, являются **степень извлечения** из сырья переводимого в концентрат полезного составляющего и его **содержание в концентрате**.

С развитием обогатительной техники в схемах обогащения стали применяться пиро- и гидрометаллургические процессы (как для подготовки руд к обогащению, так и для подготовки промежуточных продуктов), изменяющие химический состав полезных минералов (обжиг, выщелачивание с последующей цементацией и др.).

В черной металлургии процессы обогащения руд часто называют подготовкой руд к плавке.

К обогатительным процессам также условно относят процессы разделения горной массы по крупности кусков и частиц (сортировка руд и твердого топлива), а также процессы окускования мелкого минерального сырья. В связи с этим в Справочнике приводятся также основные сведения по процессам окускования, обжига и гидрометаллургии применительно к их использованию в схемах обогащения.

Обогащение полезных ископаемых производится на **обогатительных фабриках** (на этих же фабриках при обогащении используются в необходимых случаях и гидрометаллургические процессы). Агломерация и окомкование концентратов перед плавкой производится на **агломерационных фабриках или фабриках окомкования**.

Качество продуктов обогащения (концентратов) определяется:

содержанием ценных компонентов (полезных минералов);

содержанием примесей;

гранулометрическим составом.

Таблица 1

Методы обогащения минерального сырья

Методы обогащения или методы подготовки минералов перед разделением	Различие свойств разделяемых минералов
Гравитационные методы	По плотности
Магнитная сепарация	По магнитной восприимчивости
Электрическая сепарация	По электрическим свойствам
Флотация	По смачиваемости (естественной и создаваемой реагентами)
Флотогравитация	По смачиваемости, создаваемой реагентами, и по плотности
Рудоразборка	По цвету, блеску, прозрачности или свечению
Радиометрические методы обогащения	По радиоактивным свойствам или силе излучений
Обогащение по трению	По коэффициентам трения
Обогащение по упругости	По упругости
Подготовка минералов путем избирательного дробления, измельчения, истирания или нагревания перед другими методами обогащения	По прочности

Основным ценным компонентом называется элемент, с целью получения которого добывается данное полезное ископаемое, например: медь — в медных, свинец и цинк — в свинцово-цинковых, железо — в железных рудах и т. д. Кроме основных ценных компонентов в рудах обычно содержатся другие ценные компоненты, которые экономически целесообразно извлекать либо в концентраты вместе с основными ценными компонентами, либо в самостоятельные концентраты, например: благородные металлы в полиметаллических и сульфидных рудах, цветные металлы в некоторых железных рудах.

Полезными примесями называются те ценные элементы, содержа-

шиеся в небольших количествах в полезных ископаемых, которые в дальнейшем могут быть извлечены из продуктов обогащения, или те, присутствие которых в этих продуктах улучшает качество ценного компонента, например, ванадий, вольфрам, марганец, молибден и хром в железных рудах и т. п. Вредными примесями называются элементы, которые, присутствуя в ценном компоненте, ухудшают его качество: например, сера и фосфор в железных рудах.

На обогатительных фабриках полезные ископаемые подвергаются ряду последовательных процессов обработки, которые по своему назначению делятся на: подготовительные, основные обогатительные, вспомогательные и процессы производственного обслуживания.

К подготовительным относятся процессы дробления, измельчения, грохочения и классификации, при которых достигается раскрытие минералов в результате разрушения сростков полезных минералов с пустой породой (или сростков одних полезных минералов с другими) и образование механической смеси частиц и кусков разного минерального состава.

Задача подготовительных процессов — доведение минерального сырья до крупности, необходимой для последующего обогащения, а в некоторых случаях — получение конечного продукта заданного гранулометрического состава для непосредственного использования в народном хозяйстве.

К основным обогатительным процессам относятся процессы разделения минералов, при которых полезные минералы выделяются в концентраты, а пустая порода — в хвосты.

В редких случаях подготовку руды к обогащению и обогащение минерального сырья можно завершить в один прием, выделяя сразу конечные продукты. Обычно после первого приема обогащения минерального сырья концентрат еще недостаточно богат (получен промежуточный продукт или промпродукт), а хвосты еще недостаточно бедны. В этих случаях операции обогащения могут повторяться и носят название очистных, если применяются к полученным концентратам, и контрольных, если применяются к хвостам предыдущих операций обогащения.

В тех случаях, когда повторные операции относятся к процессам подготовки минерального сырья — дроблению и грохочению, измельчению и классификации,— различают стадии подготовки. В зависимости от числа последовательных операций различают одно-, двух-, трех- и четырехстадиальные схемы дробления. При одностадиальном дроблении исходный продукт доводится до необходимой для последующего измельчения (или обогащения) крупности в один прием; при двухстадиальном — в два последовательных приема и т. д.

Аналогичная терминология принята и для процессов измельчения.

На обогатительных фабриках, обрабатывающих некоторые неметаллические ископаемые, получают концентраты, представляющие окончательные товарные продукты (известняк, асбест, графит и т. д.), но в большинстве случаев обогащение является промежуточным звеном между добычей сырья и металлургической плавкой или химической переработкой концентратов.

К вспомогательным относятся процессы обезвоживания продуктов обогащения путем их сгущения, фильтрования и сушки для доведения влажности этих продуктов до установленной нормы или для получения оборотной воды с целью повторного использования или ее очистки перед сбросом в водоемы.

К процессам производственного обслуживания относятся операции, обеспечивающие непрерывность и стабильность технологических процессов: внутрифабричный транспорт сырья и продуктов обогащения, водоснабжение, электроснабжение, снабжение сжатым воздухом, технический контроль, механизация, автоматизация и т. п.

Технологическая схема обогащения минерального сырья включает совокупность последовательных процессов и операций обработки, которым оно подвергается на обогатительных фабриках. Различают качественные, количественные, шламовые технологические схемы и схемы цепи аппаратов.

Качественная схема характеризует технологические процессы и операции, которым подвергаются полезные ископаемые при их обогащении; количественная схема — количественные показатели каждой операции; шламовая схема — количество твердого и воды, используемых в каждой операции.

Качественная, количественная и шламовая схемы могут изображаться с помощью условных обозначений как отдельно, так и в совмещенном виде на одном чертеже.

Схема цепи аппаратов характеризует оборудование предусмотренное для выполнения всех процессов и операций, начиная с поступления полезного ископаемого на фабрику и кончая выдачей товарных концентратов и отвальных хвостов. На схемах цепи аппаратов обычно указывается тип, размер и число машин и аппаратов (машины и аппараты изображаются условно).

РАЗДЕЛ I

ГРОХОЧЕНИЕ

Глава I

Гранулометрический состав минерального сырья и продуктов обогащения

§ 1. Методы определения крупности материала

Обрабатываемое на обогатительной фабрике минеральное сырье (руда, горная масса) и получаемые из него продукты представляют собой сыпучие материалы, представленные различными по размерам кусками (зернами) минералов и их сростков. Распределение кусков (зерен) по классам крупности характеризует гранулометрический состав исходного сырья и продуктов обогащения.

Процессы разделения сыпучих материалов на продукты различной крупности объединяются общим названием: классификация по крупности [139]. Такая классификация осуществляется:

а) разделением (грохочением) исходного материала на просеивающих поверхностях с калиброванными отверстиями (колосниковые решетки, сита, решета и др.). Последовательный ряд размеров отверстий сит, применяемых для многократного грохочения, называется шкалой классификации, а отношение размеров отверстий смежных сит в закономерной [1] шкале — модулем шкалы. При крупном и среднем грохочении модуль чаще всего принимают равным 2. Такова, например, шкала классификации на средних ситах с отверстиями 50; 25; 12; 6 и 3 *мм*. Для мелких сит, применяемых для ситовых анализов небольших навесок, принимается меньший модуль;

б) разделением исходного материала на различные по крупности фракции в жидкой или газообразной среде, в которой взвесь минеральных частиц осаждается с различной скоростью в зависимости от их размеров и плотности. Такая классификация может быть гидравлической (водной) и пневматической (воздушной). За классификаторами с воздушной средой в технической литературе закрепилось специальное название «воздушные сепараторы».

Для определения крупности материала применяют ситовый [32], седиментационный, микроскопический и другие методы анализа [30].

Содержание относительно крупных классов, крупнее 0,074 или 0,044 *мм*, определяется рассевом пробы на ситах (ситовый анализ), а более тонких — с помощью седиментационного (шламового) и микроскопического анализов.

Ситовый анализ производится на механическом анализаторе (встряхивателе), состоящем из набора стандартных сит.

§ 2. Контрольные сита

Контрольные сита, применяемые для ситовых анализов, изготовляются из проволочных или синтетических тканых сеток с квадратными ячейками [31] (табл. 2).

Сравнительные данные о размерах ячеек d испытательных сит и различных шкалах, применяемых в СССР и за рубежом, приведены в табл. 3.

Для ситовых анализов в США обычно применяют набор сит по шкале с модулем $\sqrt{2} = 1{,}41$ (шкала Тайлера), начиная с 2,362 *мм* (8 меш) и кончая 0,104 *мм* (150 меш), а затем с модулем $\sqrt[4]{2} = 1{,}189$ от ячеек 0,104 до 0,043 *мм* (325 меш) *.

Крупные контрольные сетки по ГОСТ 3584—53 (табл. 2 и 3), начиная с 2,5 и кончая 1 *мм*, соответствуют десятому нормальному ряду чисел в машиностроении, а более мелкие — двадцатому ряду. Эти ряды имеют следующий модуль (знаменатель прогрессии): десятый ряд — $\sqrt[10]{10} \approx 1{,}26$, двадцатый — $\sqrt[20]{10} \approx 1{,}12$. В целях приближения к шкале Тайлера при комплектовании набора сит для анализа мелкие сетки, начиная с 1,25 *мм* и кончая 0,2 *мм*, подбирают по разреженному двадцатому ряду по шкале с модулем $1{,}12^3$, а именно:

1,25—0,80—0,56—0,40—0,28—0,20—0,14—
—0,10—0,071—0,05 *мм*

Эти 10 сеток, поставляемые вместе с механическим встряхивателем, заменяют ком-

[1] Постоянное соотношение размера отверстий смежных сит постоянно для всего ряда сит.

* Число меш равно числу отверстий на 1 линейный дюйм (25,4 *мм*) сетки.

Таблица

Проволочные тканые сетки с квадратными ячейками, контрольные по ГОСТ 3584—53

Размер стороны ячейки (номинальный), мм	Допускаемое отклонение стороны ячейки от номинала, %		Диаметр проволоки номинальный, мм	Допускаемое отклонение диаметра от номинала, мм	Живое сечение сетки, %	Масса [1] 1 м² сетки из латунной проволоки, кг
	для всех измеренных ячеек (отклонения от среднего арифметического)	для отдельных ячеек контрольных сеток				
2,50	±5	+10	0,5	±0,02	70,0	1,18
2,00			0,5		64,0	1,41
1,60			0,45		60,8	1,39
—						
1,25			0,4		57,5	1,33
1,000			0,35	±0,012	55,0	1,23
0,900			0,35		52,0	1,38
—						
0,800			0,3		53,0	1,20
0,700			0,3		49,0	1,27
0,630	±5	+10	0,25	±0,01	51,5	1,00
0,560			0,23		50,5	0,97
0,500			0,22		48,2	0,94
0,450			0,18		51,0	0,72
0,400			0,15		53,0	0,58
0,355			0,15		49,5	0,63
0,315			0,14		48,0	0,61
0,280			0,14	±0,006	44,5	0,65
0,250			0,13		43,3	0,62
0,225	±6	+12	0,13		40,5	0,66
0,200			0,13		36,7	0,72
0,180			0,13		33,8	0,76
0,160	±7	+15	0,12		32,7	0,72
0,140			0,09		37,0	0,56
0,125			0,09		33,8	0,54
0,112			0,08	±0,005	34,0	0,46
0,100	±8	+20	0,07		34,6	0,40
0,090			0,07		31,6	0,43
0,080			0,055		30,0	0,30
0,071	±8	+30	0,055		31,4	0,33
0,063			0,045		34,0	0,25
0,056			0,04	±0,003	34,0	0,24
0,050	±9	+40	0,035		34,5	0,21
0,045			0,035		31,6	0,22
0,040			0,03		32,5	0,21

[1] В старых ГОСТах и часто в технической литературе для характеристики массы применяется термин «вес».

Таблица 3

Размеры квадратных ячеек контрольных сит, *мм* (по Иверсу)

№	СССР	ГДР и ФРГ	Франция	Англия		США		США		Интернациональная ассоциация стандартов (ISA)
	ГОСТ 3584—53	DIN—4188	AFNORX X11—501	BS 410—1949		Шкала Тайлера (заменена на ASTM)		ASTM—E—11—58T		СП750—ТС24
	Ряды (R-20 и R-10)	Ряды (R-20 и R-10)	Ряд (R-10)	Ряд	Количество отверстий на 1 дюйм	Ряд	Количество отверстий на 1 дюйм	Ряд	Количество отверстий на 1 дюйм	Ряд R-20/3 (проект)
1	0,040	0,040	0,040	—	—	0,038	(400)	0,037	(400)	—
2	0,045	0,045	—	0,044	(350)	0,043	(325)	0,044	(325)	0,045
3	0,050	0,050	0,050	0,053	(300)	0,053	(270)	0,053	(270)	—
4	0,056	0,056	—	—	—	—	—	—	—	—
5	0,063	0,063	0,063	0,064	(240)	0,061	(250)	0,063	(230)	0,063
6	0,071	0,071	—	0,076	(200)	0,074	(200)	0,074	(200)	—
7	0,080	0,080	0,080	—	—	—	—	—	—	—
8	0,090	0,090	—	0,089	(170)	0,088	(170)	0,088	(170)	0,09
9	0,100	0,100	0,100	0,104	(150)	0,104	(150)	0,105	(140)	—
10	0,112	—	—	—	—	—	—	—	—	—
11	0,125	0,125	0,125	0,124	(120)	0,124	(115)	0,125	(120)	0,125
12	0,14	—	—	0,152	(100)	0,147	(100)	0,149	(100)	—
13	0,16	0,16	0,16	—	—	—	—	—	—	—
14	0,18	—	—	0,178	(85)	0,175	(80)	0,177	(88)	0,18
15	0,20	0,20	0,20	0,211	(72)	0,208	(65)	0,21	(70)	—
16	0,225	—	—	—	—	—	—	—	—	—
17	0,25	0,25	0,25	0,251	(60)	0,246	(60)	0,25	(60)	0,25
18	0,28	—	—	0,295	(52)	0,295	(48)	0,297	(50)	—
19	0,315	0,315	0,315	—	—	—	—	—	—	—
20	0,355	—	—	0,353	(44)	0,351	(42)	0,35	(45)	0,355
21	0,40	0,4	0,4	0,422	(36)	0,417	(35)	0,42	(40)	—
22	0,45	—	—	—	—	—	—	—	—	—
23	0,50	0,5	0,5	0,500	(30)	0,495	(32)	0,50	(35)	0,50
24	0,56	—	—	0,599	(25)	0,589	(28)	0,59	(30)	—
25	0,63	0,63	0,63	0,699	(22)	—	—	—	—	—
26	0,70	—	—	0,790	—	0,701	(24)	0,71	(25)	0,71
27	0,80	0,8	0,8	0,853	(18)	0,833	(20)	0,84	(20)	—
28	0,90	—	—	—	—	—	—	—	—	—
29	1,00	1,00	1,00	1,003	(16)	0,991	(16)	1,00	(18)	1,00
30	1,25	1,25	1,25	1,204	(14)	1,168	(14)	1,19	(16)	—
31	—	—	—	1,405	(12)	1,397	(12)	1,41	(14)	1,4
32	1,6	1,6	1,6	1,600	—	—	—	—	—	—
33	—	—	—	1,676	(10)	1,651	(10)	1,68	(12)	—
34	2,0	2,0	2,0	2,057	(8)	1,961	(9)	2,0	(10)	2,0
35	—	—	—	—	—	2,362	(8)	2,38	(8)	—
36	2,5	2,5	2,5	2,411	(7)	—	—	—	—	—
37	—	—	—	2,812	(6)	2,794	(7)	2,83	(7)	2,8
38	—	3,15	3,15	3,180	—	—	—	—	—	—
39	—	—	—	3,353	(5)	3,327	(6)	3,36	(6)	—
40	—	4,0	4,0	—	—	3,962	(5)	4,0	(5)	4,0

Таблица 4

Результаты ситового анализа пробы мелкой руды

Классы, мм		Выход отдельных классов		Суммарный выход «по плюсу» (суммарные остатки на ситах), %	Суммарный выход «по минусу» (суммарный просев), %
«от—до»	«минус—плюс»	весовой, кг	процентный, %		
16—12	—16 +12	4,5	15	15	100
12—8	—12 +8	6,0	20	35	85
8—4	—8 +4	9,0	30	65	65
4—2	—4 +2	4,5	15	80	35
2—0	—2 +0	6,0	20	100	20

плект из 10 сеток шкалы Тайлера с модулем 1,41 (см. табл. 3):

1,168—0,833—0,589—0,417—0,295—0,208—0,147—0,104—0,074—0,053 *мм*

или

14—20—28—35—48—65—100—150—200—270 меш.

При особо точных анализах тонких продуктов в СССР применяется также шкала, в которой сетки, начиная с 0,1 *мм*, комплектуются по двадцатому нормальному ряду с малым модулем 1,12. Таков ряд из 8 сеток:

0,10 — 0,09 — 0,08 — 0,071 — 0,063 — 0,056 — 0,05 — 0,045 *мм*.

Этот ряд заменяет шкалу Тайлера из 6 сеток с модулем $\sqrt[4]{2} = 1{,}189$:

0,104 — 0,088 — 0,074 — 0,061 — 0,053 — 0,043 *.

В качестве примера в табл. 4 приведены результаты ситового анализа пробы мелкой руды [6].

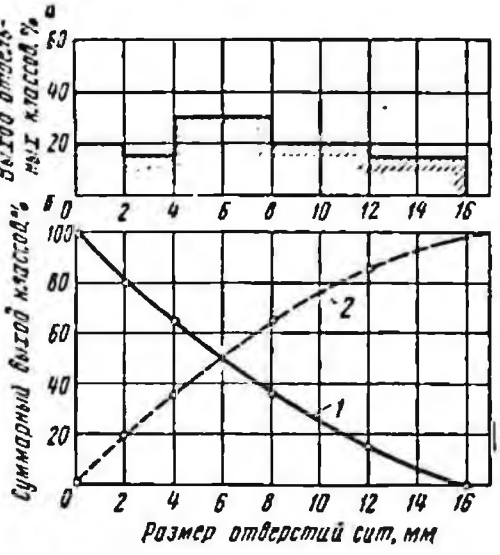


Рис. 1. Характеристики крупности сыпучего материала

а — частная; *б* — суммарные (кумулятивные) «по плюсу» (*1*) и «по минусу» (*2*)

§ 3. Характеристики крупности материала

Кривые, графически изображающие гранулометрический состав материала (результаты ситового и шламового анализов), называются **характеристиками крупности**. Различают характеристики частные и суммарные и кривые распределения.

Частная характеристика отображает процентный выход отдельных классов крупности (рис. 1, *а*; см. табл. 4). Частная характеристика крупности имеет вид гистограммы — диаграммы, состоящей из серии прямоугольников, основаниями которых служат отрезки между размерами сит, ограничивающими данный класс, а высотой — отрезки, соответствующие процентным выходам классов.

Кривая распределения отличается от частной характеристики тем, что выход относят каждый раз к одному и тому же интервалу оси абсцисс, а на оси ординат откладывают отношение выхода к интервалу. Если например, на рис. 1, *а* принят за интервал (узкий класс) $\Delta x = 1$ *мм*, то распределение по интервалам 0—1 и 1—2 *мм* будет $\frac{20}{2} = 10\%$; по интервалам 2—3 и 3—4 *мм* — 7,5% и т. д.

Суммарные (кумулятивные) характеристики отображают суммарный выход классов по нарастающим итогам (рис. 1, *б*; см. табл. 4). Применяют два способа суммирования: а) «по плюсу», т. е. по суммарному остатку материала на ситах, начиная с самых крупных, и б) «по минусу» — по суммарному количеству материала в просеявшихся классах, начиная с самых мел-

* По проекту СИ 750—ТС24 (интернациональная ассоциация стандартов) для мелких сит также предусматривается ряд R-20/3 (см. табл. 3) но сдвинутый на один шаг по сравнению с рядом СССР.

ких (по просеву). В табл. 4 приведены результаты ситового анализа пробы мелкой руды, подсчитанные по обоим способам [1].

Пользуясь суммарными характеристиками, выход отдельного узкого класса находят по разности ординат, соответствующих верхнему и нижнему пределу данного класса.

По виду кривых суммарных остатков R (рис. 2) различают выпуклые, прямолинейные и вогнутые характеристики крупности («по плюсу»). В ы п у к л а я характеристика соответствует относительно малому количеству мелких классов и преобладанию крупных, в о г н у т а я — преобладанию мелких.

Для обобщения вида характеристик продуктов дробления применяют также способ градуирования оси абсцисс не в абсолютных линейных размерах (*мм*), а в долях размера ширины разгрузочной щели b (разгрузочного отверстия) дробилки (относительная крупность z). Такие характеристики являются т и п о в ы м и для дробилок данного конструктивного типа [122]. Например, типовые характеристики крупности продуктов, выдаваемых щековыми дробилками, изображены на рис. 3.

Если на оси абсцисс рис. 3 отложены безразмерные величины z, равные $d : b$, где b (*мм*) размер ширины разгрузочной щели дробилки и d (*мм*) крупность данного класса (верхний предел), то относительная его крупность определится дробью $\frac{d}{b} = z$ (доли единицы).

По типовым характеристикам можно определить приблизительный выход любых классов, если известна ширина разгрузочной щели дробилки и прочность (крепость) руды. Например, в щековой дробилке со щелью b равной 200 *мм* дробится руда высокой прочности (крепкая), нужно определить вероятный выход класса +250 *мм* при ее дроблении.

В данном случае $z = \frac{d}{b} = \frac{250}{200} = 1{,}25$.

На кривой *1* рис. 3 находят точку A с абсциссой $z = 1{,}25$, которой соответствует ордината $R_A = 21\%$, т. е. суммарный выход крупных классов +250 *мм* в продукте дробления составит около 21%.

Такими типовыми характеристиками [122] можно пользоваться, если перед дроблением удален грохочением мелкий класс с верхним пределом, равным ширине разгрузочной щели b. При отсутствии предварительного грохочения в типовую

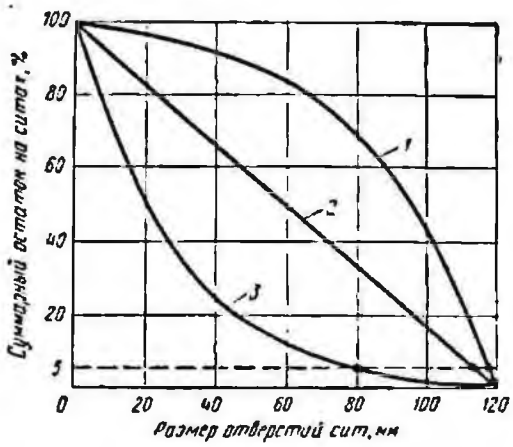


Рис. 2. Виды суммарных характеристик «по плюсу» (кривые суммарных остатков на ситах): *1* — выпуклая; *2* — прямолинейная; *3* — вогнутая

характеристику вносится поправка на повышенное содержание мелких классов из-за их недоотсева.

Н о м и н а л ь н о й, или условной, максимальной крупностью продукта принято считать размер $d_н$ отверстий того сита, на котором остаток составляет пять процентов: $R = 5\%$ (просев равен 95%). Если через $z_н$ обозначить относительную номинальную крупность, то $z_н = \frac{d_н}{b}$ или $d_н = z_н b$. На рис. 3 суммарный остаток R, равный 5%, соответствует точке B,

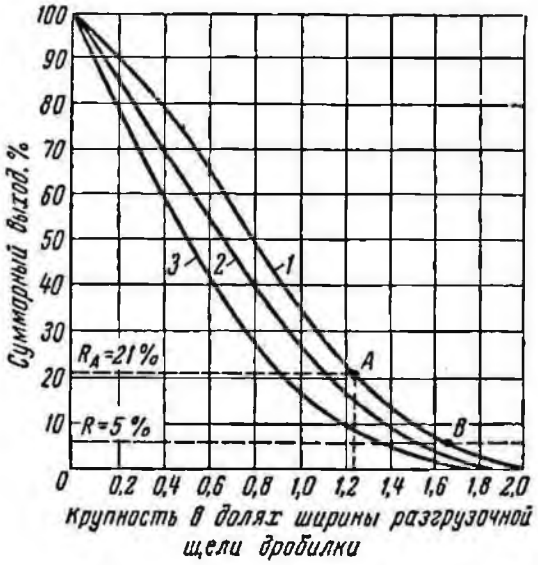


Рис. 3. Типовые характеристики продуктов крупного дробления в щековой дробилке: *1* — крепкие (твердые) руды; *2* — руды средней крепости; *3* — мягкие (некрепкие) руды

[1] В дальнейшем принят первый способ суммирования — «по плюсу».

2
ДМ853

Размер отверстий d, *мкм*	1	10	20	40	45	50	56	63	71	74	80
Логарифм размера отверстия, $\lg d$ . .	0	1	1,301	1,602	1,653	1,699	1,748	1,799	1,851	1,869	1,903
Округленная длина отрезка, *мм* (при масштабе: 1 логарифмическая единица равна 100 *мм*)	0	100	130	160	165	170	175	180	185	187	190

для которой номинальная относительная крупность $z_н = 1{,}65$ (щековая дробилка, крепкая руда). При разгрузочной щели дробилки $b = 200$ *мм* номинальная крупность продукта дробления будет $d_н = z_н b = 1{,}65 \cdot 200 = 330$ *мм*. Более крупный класс $+d_к$ (в данном случае +330 *мм*), выход которого составляет 5%, условно считается закупняющим классом (в расчеты не входит).

Линейная шкала осей координат по типу рис. 1, *б* и рис. 2 применяется для построения характеристик сравнительно крупного материала — исходной руды и продуктов дробления. Для характеристики продуктов измельчения строятся сетки с логарифмической шкалой (рис. 4).

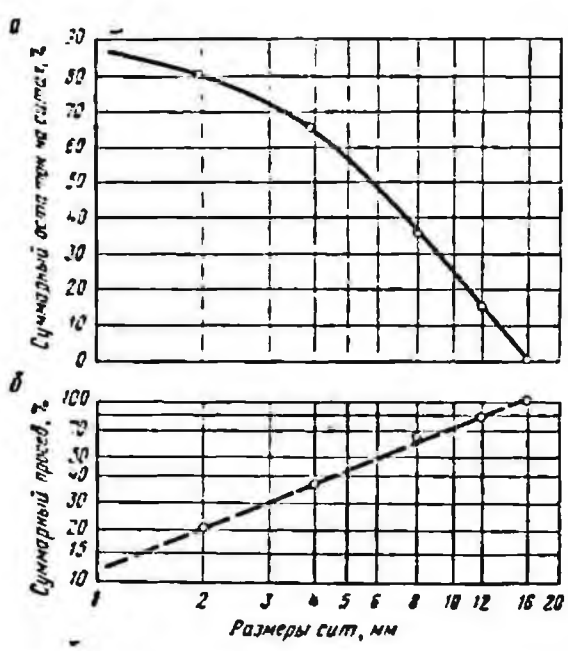


Рис. 4. Полулогарифмическая (*а*) и логарифмическая (*б*) сетки для характеристик крупности соответственно «по плюсу» и «по минусу» (к табл. 4)

Значения логарифмов наиболее употребляемых размеров сит для градуирования логарифмической шкалы крупности приведены в табл. 5.

Например, длина отрезка, соответствующего одной логарифмической единице, равна 100 *мм* (рис. 4) *.

Начало шкалы оси абсцисс помещают в точке 1 *мкм* или 1 *мм* или 1 *см* и т. д., так как $\lg 1 = 0$. Точку «10 *мкм*» или «10 *мм*» и т. д., учитывая, что $\lg 10 = 1$, откладывают на расстоянии, соответствующем одной логарифмической единице (т. е. 100 *мм*) от начала; аналогично для «100 *мкм*» (или «100 *мм*» и т. д.) — на расстоянии 200 *мм* и т. д. Промежуточные размеры определяют по табл. 5.

Если при логарифмической шкале оси абсцисс ось ординат градуируется обычным способом, т. е. применяется линейная шкала для суммарного остатка на ситах, то диаграмма (и характеристика) именуется полулогарифмической (рис. 4, *а*), а при логарифмической шкале для обеих осей — логарифмической (рис. 4, *б*). В этом случае по оси ординат откладывают логарифмы суммарного остатка или просева.

Пунктирная кривая на рис. 4, *б* построена применительно к данным табл. 4 для суммарного просева (обычно знак логарифма при размерах сит и процентном выходе опускается).

Для нанесения графических характеристик иногда используются специальные функциональные сетки. На рис. 5 изображена двойная логарифмическая сетка [91, 101]. По оси абсцисс отложены логарифмы размеров сит (так же, как на логарифмической диаграмме), а по оси ординат —

* При изготовлении клише для типографского воспроизведения диаграммы первоначальный масштаб изменяется: на рис. 4 длина отрезка, соответствующего одной логарифмической единице, равна 52 *мм*.

Таблица 5

размеров отверстий сит

90	100	140	150	200	280	300	400	500	560	800	1000	1250
1,954	2,00	2,146	2,176	2,301	2,447	2,477	2,602	2,699	2,748	2,903	3,00	3,097
195	200	215	218	230	245	248	260	270	275	290	300	310

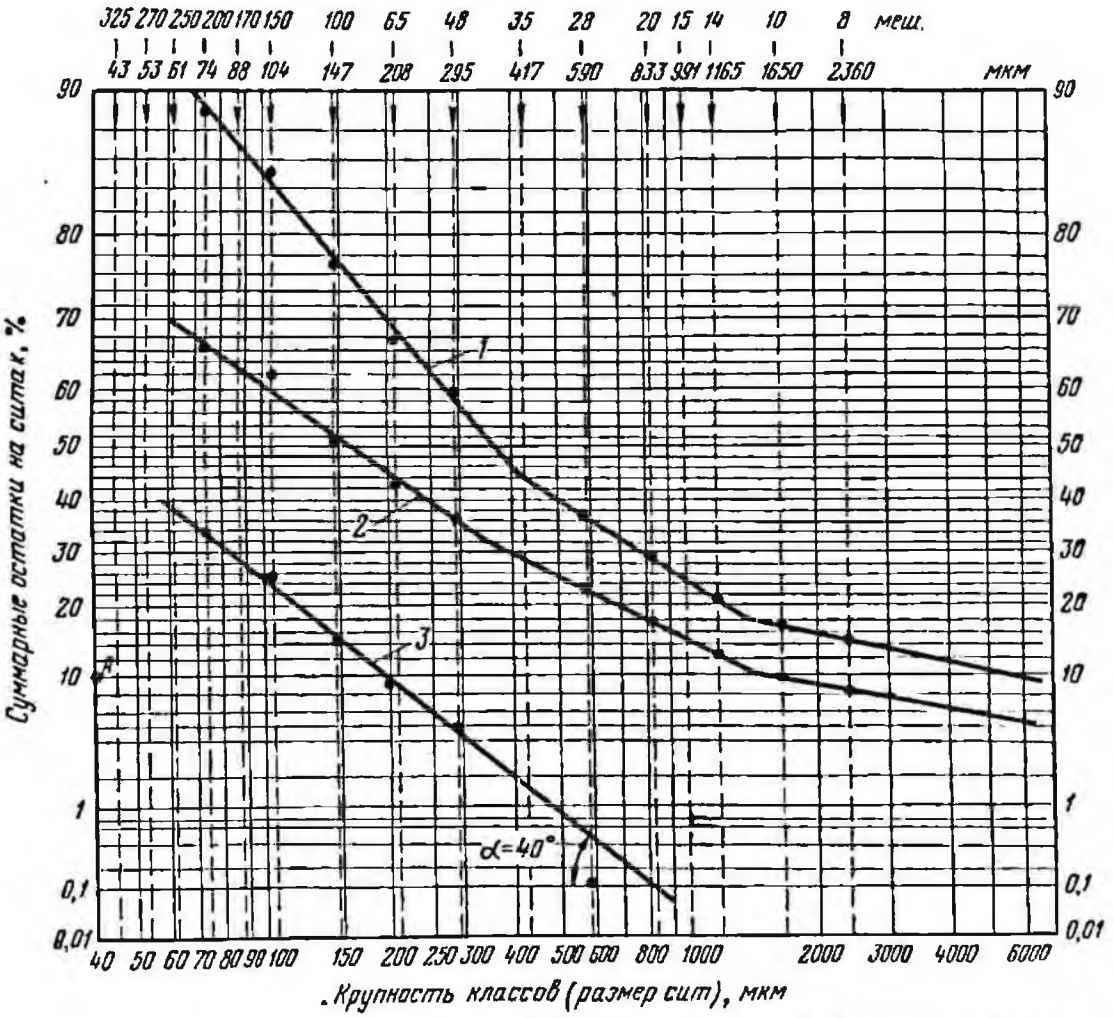


Рис. 5. Характеристики крупности продуктов измельчения на двойной логарифмической сетке (к табл. 6):

1 и *3* — соответственно пески и слив классификатора; *2* — разгрузка мельницы (питание классификатора)

двойной логарифм обратной величины суммарного остатка

$$\lg\left[\lg\frac{100}{R}\right].$$

Таблица 6

Результаты ситового анализа продуктов I стадии измельчения

Классы, мм	Суммарные остатки на ситах, %		
	Разгрузка шаровой мельницы (исходное питание классификатора)	Пески классификатора	Слив классификатора
+15	1,0	4,8	—
−15 +6	6,0	10,1	—
−6 +2,3	8,8	14,4	—
−2,3 +1,65	10,0	16,8	—
−1,65 +1,17	12,5	21,0	—
−1,17 +0,83	17,2	28,9	—
−0,83 +0,59	22,4	37,3	0,1
−0,59 +0,30	36,7	58,7	4,6
−0,30 +0,21	43,3	67,1	8,4
−0,21 +0,15	51,4	76,7	14,3
−0,15 +0,10	61,0	85,3	25,0
−0,10 +0,074	66,4	89,1	33,0
−0,074 +0	100,0	100,0	100,0

Остатку $R = 10\%$ (см. рис. 5) соответствует обратная ему величина $\frac{100}{R} = \frac{100}{10} = 10$, поэтому логарифм обратной величины $(\frac{100}{R})$, т. е. lg 10, равен единице. Двойной логарифм от $\frac{100}{R}$ есть lg (lg 10) и равен нулю: $\lg(\lg\frac{100}{10}) = 0$ (так как lg (lg 10) = lg1, а lg 1 = 0). Поэтому фактическое начало оси ординат ($y = 0$) помещается в той точке, где суммарный остаток равен 10% (точка A на рис. 5).

Бо́льшим остаткам $R = 20$, 30, 40% и т. д. будут соответствовать отрицательные значения двойных логарифмов. Однако в целях удобства построения в верхней части оси ординат (над точкой A), т. е. начиная с остатка 10% и выше, двойной логарифм откладывают с переменой знака на положительный, а в нижней, т. е. для остатков меньших 10%, — на отрицательный. На самой сетке знаки опускаются; они необходимы лишь для ориентировки при градуировании оси ординат.

На двойную логарифмическую сетку суммарная характеристика («по плюсу») наносится обычным способом — по данным ситовых анализов. На рис. 5 изображены характеристики трех продуктов, результаты ситовых анализов которых приведены в табл. 6.

Гранулометрический состав всего продукта, начиная от самых мелких и кончая самыми крупными классами, часто подчиняется уравнению Розина—Рамплера. Характеристика крупности такого продукта, изображенная на двойной логарифмической сетке, имеет вид прямой линии (см. поз. *3* на рис. 5). Если же уравнением, при данных значениях входящих в него постоянных, объединяется только часть классов, то характеристика крупности имеет вид ломаной, состоящей из двух или трех отрезков (см. поз. *1* и *2* на рис. 5).

§ 4. Уравнения характеристики крупности материала

Известен ряд формул для функциональной зависимости между выходом отдельных классов γ и крупностью их d или между суммарным остатком R и размером сит d [7].

Годэн для частной характеристики, а в дальнейшем С. Е. Андреев и Шуман для суммарной характеристики «по минусу» [7] предложили степенное уравнение

$$(100 - R) = 100\left(\frac{d}{d_{max}}\right)^k, \qquad (1)$$

где R — суммарный остаток на сите с отверстиями d, %; $(100 - R)$ — суммарный просев через то же сито, %; d_{max} — размер максимального сита, на котором остаток равен нулю.

Показатель k характеризует степень кривизны характеристики: при $k > 1$ кривые суммарных остатков выпуклые; при $k = 1$ прямые линии; при $k < 1$ кривые вогнутые, причем вогнутость их тем больше, чем меньше показатель k (см. рис. 2).

Во всех случаях уравнению (1) на логарифмической сетке соответствует прямая (см. пунктирную прямую на рис. 4, *б*).

Показатель степени k лежит в пределах 0,7—1; для прямой рис. 4, *б* он равен 0,78.

Уравнение (1) справедливо только для мелких классов продуктов дробления и измельчения.

Было высказано предположение, что распределение числа частиц по крупности подчиняется «логарифмически нормальному закону», при котором кривая суммарных остатков на ситах соответствует урав-

нению Лапласа. Как показал акад. А. Н. Колмогоров [63], этот закон неприменим, так как скорость дробления и измельчения зависит также и от крупности измельчаемых частиц.

Свенссон [29] показал, что уравнение (1) можно рассматривать как частный случай обобщенной формулы

$$\left(1-\frac{R}{100}\right)=E\left(\frac{d}{d_{max}}\right)^k, \qquad (2)$$

в которой величина E есть функция отношения $(\frac{d}{d_{max}})$.

Для оценки крупности дробленых и в особенности измельченных продуктов широкое применение получило **экспоненциально-степенное уравнение**, предложенное Розиным и Раммлером [101],

$$\frac{100}{R}=e^{ma^n}, \qquad (3)$$

где R — суммарный остаток на сите d, %.
e — основание натуральных логарифмов;
m и n — постоянные, характерные для данного материала.

Формула Розина — Раммлера была использована Шперлингом для построения специальной логарифмической сетки, на которой изображена характеристика крупности («диаграмма RRS»). В США такая же сетка была предложена Беннетом («диаграмма RRB»). В СССР эта сетка была преобразована В. А. Олевским [91] таким образом, что она дает возможность непосредственно строить понижающуюся кривую суммарных остатков (см. «двойную логарифмическую сетку» на рис. 5).

Им же предложено упрощенное экспоненциальное уравнение

$$\frac{100}{R}=e^{m_0 d}, \qquad (4)$$

которое является частным случаем по отношению к общему уравнению Розина — Раммлера (3) и получается из него при $n = 1$. Эта более простая формула может быть использована во многих случаях для практических расчетов.

Правые части уравнений (3) и (4) можно выразить через номинальную крупность $d_н$

$$\frac{100}{R}\approx e^{3\left(\frac{d}{d_н}\right)^n}, \qquad (5)$$

$$\frac{100}{R}\approx e^{3\frac{d}{d_н}}. \qquad (6)$$

Постоянные m (или m_0), если $d = 1$ *мкм*, численно равны содержанию β_{1-0} в данном продукте классов мельче 1 *мкм*, выраженному в долях единицы. При $\beta_{1-0} = 1\%$ $m = 0{,}01$; при $\beta_{1-0} = 2\%$ $m = 0{,}02$ и т. д. Поэтому параметр m или m_0 может быть определен графически по величине отрезка на вертикали, проходящей через деление 1 *мкм* на оси абсцисс. (Это правило действительно только для $m < 0{,}1$.)

Показатель степени n в формуле (3) численно равен тангенсу угла наклона прямой на двойной логарифмической сетке: $n = \operatorname{tg}\alpha$. Для графического определения n достаточно найти отношение разности ординат двух точек характеристики к разности их абсцисс. Например, на рис. 5 для характеристики слива $n = \operatorname{tg}\alpha = 0{,}8$, откуда $\alpha \approx 40°$.

График функции (6), изображенный на рис. 6, представляет **универсальную характеристику**, по которой можно приближенно определить гранулометрический состав продукта, зная только его номинальную крупность $d_н$ (т. е. размер ячеек сита, на котором остаток равен точно 5%) или суммарный остаток на каком-либо одном сите [91].

Например, ситовый анализ продукта, измельченного в шаровой мельнице, показал содержание класса — 0,074 *мм* 58% (т. е. $\beta_{74} = 58\%$). Нужно определить остаток на сите $d = 0{,}15$ *мм*.

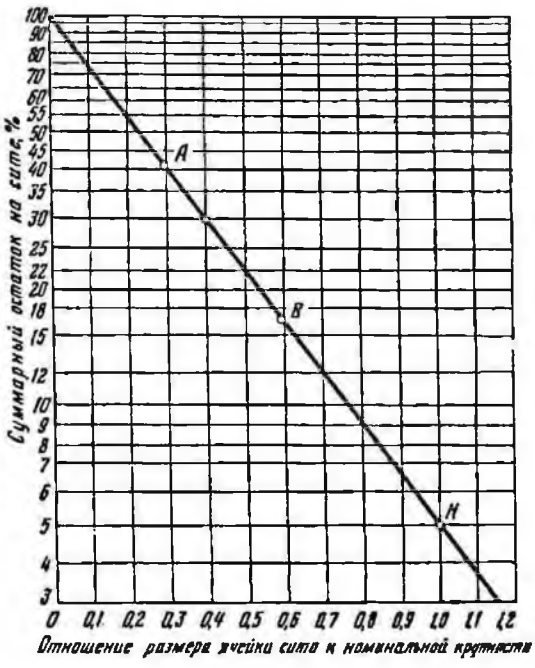


Рис. 6. Универсальная характеристика крупности [по упрощенному уравнению (6)]

При $\beta_{74} = 58\%$ остаток на сите $d_0 = 0{,}074$ *мм* составляет $R_{74} = 100 - \beta_{74} = 100 - 58 = 42\%$. Находим на графике (рис. 6) точку A с ординатой $R = 42\%$. Ее абсцисса равна 0,29, тогда, отношение размера $d_0 = 0{,}074$ *мм* к номинальной крупности $d_н$ равно 0,29, отсюда номинальная крупность $d_н = \frac{d_0}{0.29} = \frac{0.074}{0.29} = 0{,}255$ *мм*. Отношение размера заданного сита ($d = 0{,}150$ *мм*) к найденной номинальной крупности $\frac{d}{d_н} = \frac{0{,}150}{0{,}255} = 0{,}59$. Откладывая эту величину на оси абсцисс и проводя вертикаль, пересекаем график в точке B, имеющей ординату $R = 17\%$. Таким образом, остаток на сите 0,15 *мм* должен составлять примерно 17% (точка H соответствует номинальной крупности).

Уравнение кривой распределения находится дифференцированием исходного уравнения суммарной характеристики.

Например, заменяя в упрощенном экспоненциальном уравнении (6) букву d на x, получаем

$$R = 100\, e^{-3\frac{x}{d_н}}. \qquad (7)$$

Выход γ элементарного класса «диапазоном» Δx, т. е. от $(x + \frac{\Delta x}{2})$ до $(x - \frac{\Delta x}{2})$, будет равен приращению (дифференциалу) ΔR, взятому со знаком минус

$$\gamma_x = -\Delta R = -\frac{dR}{dx} \cdot \Delta x =$$

$$= \frac{3 \cdot 100}{d_н} e^{-3\frac{x}{d_н}} \Delta x.$$

Произведя почленное деление двух последних равенств, получаем

$$\gamma_x = 3R\left(\frac{\Delta x}{d_н}\right), \qquad (8)$$

т. е. выход γ_x данного класса Δx тем больше, чем больше суммарный остаток R на сите x, *мм*.

Приближенное уравнение (6) и соответствующая ему универсальная характеристика (см. рис. 6) могут быть использованы только для ориентировочной оценки крупности продуктов I стадии измельчения, для которых угол наклона характеристики (прямой линии на двойной логарифмической сетке) близок к 45° и $\operatorname{tg}\alpha \approx 1$. Для более мелких продуктов II стадии измельчения, для которых $\alpha \approx 50$—$60°$, упрощенное уравнение (6) теряет силу. В этом случае следует пользоваться уравнением Розина — Раммлера (3) или уравнением (5).

§ 5. Условный и средний диаметры частицы и продукта

Размер минеральной частицы шарообразной формы однозначно характеризуется диаметром того шара, к которому близка по форме рассматриваемая частица. В этом случае **номинальный диаметр** частицы совпадает с диаметром d наименьшего круглого отверстия, через которое шарообразная частица способна проходить.

В большинстве случаев минеральные частицы имеют неправильную форму и при определении номинального размера частицы ее условно заменяют в каком-либо отношении эквивалентным телом правильной формы. **Номинальным диаметром** кусков и частиц, выделенных при ситовом анализе, считается диаметр круглого (или сторона квадратного) отверстия, определяющего размеры наибольших проходящих через него кусков.

Для тонкого материала (мельче 40 *мкм*) крупность частиц устанавливается в результате шламового (седиментационного) анализа; для них условным диаметром считается диаметр правильного шара, падающего в воде с той же конечной скоростью, что и данная частица, и имеющего одинаковую с ней плотность. Крупность самых тонких частиц (мельче 5 *мкм*) определяется под микроскопом.

Помимо определения крупности по номинальному (условному) диаметру предпринимаются попытки оценить крупность частиц неправильной формы одним линейным измерителем — «средним диаметром», заменяющим все три измерения. В этом случае частица заменяется эквивалентным ей телом правильной геометрической формы. Понятие «средний диаметр» становится определенным лишь при условии, когда указано, в каком отношении устанавливается эквивалентность между измеряемой частицей и телом правильной геометрической формы. Например, чтобы кратко охарактеризовать близкую по форме к параллелепипеду частицу длиной l, шириной b и толщиной h, ее размеры можно оценить некоторым «средним арифметическим диаметром» $d_{ср}$, взятым как среднее арифметическое всех трех измерений

$$d_{ср} = \frac{l + b + h}{3}. \qquad (9)$$

Далее диаметр, найденный по формуле

$$d_г = \sqrt[3]{lbh},$$

соответствует условию, что параллелепипедообразная частица заменяется кубом (с ребром $d_г$). Эквивалентность заключается в том, что объем такого куба равен объему правильного параллелепипеда, имеющего такие же размеры l, b и h, что и данная частица. В этом случае $d_г$ называется среднегеометрическим диаметром. Для того чтобы термин «средний диаметр зерна» имел физический смысл, необходимо всякий раз оговаривать, каким образом достигнуто полученное усреднение.

Степень отклонения формы частицы от правильного шара оценивают **коэффициентом сферичности** ψ, представляющим отношение поверхности шара $S_ш$ к поверхности равновеликой по объему частицы $S_ч$:

$$\psi = \frac{S_ш}{S_ч}. \qquad (10)$$

Например, если частица имеет форму куба с ребром a, то отношение поверхности шара диаметром d к поверхности куба с ребром a будет

$$\psi = \frac{\pi d^2}{6a^2}.$$

Если эти тела равновелики по объему, то $\frac{\pi d^3}{6} = a^3$, откуда $a = d\sqrt[3]{\frac{\pi}{6}}$.

Коэффициент сферичности куба можно определить после подстановки найденного значения a в предыдущую формулу

$$\psi = \sqrt[3]{\frac{\pi}{6}} = 0{,}806. \qquad (11)$$

Аналогично вычисляется ψ и для других тел геометрически правильной формы.

Другим показателем, характеризующим степень отклонения частицы от сфероидальной формы, служит **коэффициент паометричности**, представляющий отношение трех размеров частицы — наибольшего, среднего и наименьшего, — взятых по трем взаимно перпендикулярным осям координат. Для мелких абразивных материалов, полученных в валковых дробилках и в стержневых мельницах, коэффициент изометричности остается сравнительно устойчивым: линейные размеры частиц образуют пропорцию [101]

$$l : b : h \approx 1{,}75 : 1{,}5 : 1, \qquad (12)$$

где l, b и h — соответственно, наибольший, средний и наименьший размер частицы.

При необходимости определения среднего размера не отдельной частицы, а **узкого класса** (ограниченного пределами d_1 и d_2) эквивалентным ему в каком-либо отношении классом со средним диаметром $d_{ср}$, чаще всего считают **номинальным** (или **средним**) **диаметром класса** $d_1 - d_2$ среднее арифметическое (полусумму) его пределов

$$d_{ср} = \frac{d_1 + d_2}{2}. \qquad (13)$$

Применяются и другие формулы определения среднего диаметра частиц $d_{ср}$ узкого класса (табл. 7) [7]. Для узких классов, для которых отношение крайних размеров d_1 и d_2 невелико, «средние диаметры», вычисленные по различным формулам табл. 7, отличаются незначительно. На практике для вычисления среднего диаметра частиц узкого класса обычно пользуются простейшей формулой (13), т. е. полусуммой пределов.

Термин «средний диаметр», или «средневзвешенный диаметр», иногда применяют для **всего продукта**, состоящего из смеси частиц различных узких классов. С. Е. Андреев [7] предложил определять средний диаметр смеси частиц различных классов следующим образом. Если какая-либо характерная физическая величина z

Таблица 7

Формулы для вычисления среднего диаметра частиц узкого класса $(d_1 - d_2)$

Диаметр D	Формула для вычисления среднего диаметра
Средний:	
арифметический	$d_{ср} = \frac{d_1 + d_2}{2}$
геометрический	$d_G = \sqrt{d_1 d_2}$
гармонический	$d_H = \frac{2d_1 d_2}{d_1 + d_2}$
по форме	$d_F = \frac{4d_1^5 - d_2^5}{5d_1^4 - d_2^4}$
по Лашингеру	$d_L = \frac{d_1 - d_2}{\ln d_1 - \ln d_2}$
по Меллору	$d_M = \sqrt[3]{\frac{d_1 + d_2}{4}(d_1^2 + d_2^2)}$
по Андреазену	$d_A = \sqrt[3]{\frac{2d_1^3 - d_2^3}{d_1 + d_2}}$

связана с диаметрами d_i частиц кускового или порошковатого материала функциональной зависимостью типа

$$z = F(d_i), \qquad (14)$$

то средневзвешенный диаметр $D_{ср}$ того класса, которым при расчете заменяются все действительные классы крупности, должен быть определен из соотношения

$$F(D_{ср}) \sum \gamma_i = \sum \gamma_i F(d_i), \qquad (15)$$

где $D_{ср}$ — средневзвешенный диаметр для всего продукта в целом, *мм*;

γ_i — выход узкого класса крупности, %;

$\Sigma\gamma_i$ — общий выход всех классов (чаще всего $\Sigma\gamma_i = 100\%$), %;

d_i — диаметр, принимаемый за средний для данного узкого класса, *мм*.

Вид функции $F(d_i)$ зависит от выбранного закона связи между параметрами z и d_i. Сама функция $F(d_i)$ носит название

Таблица 8

Формулы для вычисления среднего диаметра смеси частиц (по С. Е. Андрееву)

Диаметр	Формула для вычисления среднего диаметра	При каких условиях или каким автором применяется
Средний:		
арифметический по весу частицы (средневзвешенный) . . .	$D_1 = \frac{\sum \gamma d}{\sum \gamma}$	—
гармонический по числу частиц	$D_2 = \frac{\sum \frac{\gamma}{d^3}}{\sum \frac{\gamma}{d^4}}$	При эквивалентности средней удельной поверхности
арифметический по числу частиц	$D_3 = \frac{\sum \frac{\gamma}{d^2}}{\sum \frac{\gamma}{d^3}}$	—
арифметический по длине частиц	$D_4 = \frac{\sum \frac{\gamma}{d}}{\sum \frac{\gamma}{d^2}}$	—
гармонический по весовому выходу (средневзвешенный по величине удельной поверхности)	$D_5 = \frac{\sum \gamma}{\sum \frac{\gamma}{d}}$	—
квадратичный по числу частиц	$D_6 = \sqrt{\frac{\sum \frac{\gamma}{d}}{\sum \frac{\gamma}{d^3}}}$	При эквивалентности по общей поверхности частиц
кубический по числу частиц . .	$D_7 = \sqrt[3]{\frac{\sum \gamma}{\sum \frac{\gamma}{d^3}}}$	При эквивалентности объема всех частиц
геометрический по числу частиц (в логарифмической форме)	$\lg D_8 = \frac{\sum \frac{\gamma}{d^3} \lg d}{\sum \frac{\gamma}{d^3}}$	—
то же, по весовым выходам . .	$\lg D_9 = \frac{\sum \gamma \lg d}{\sum \gamma}$	Когхилл

«определяющей функции». В табл. 8 приведены формулы для определения средних диаметров смеси частиц по С. Е. Андрееву.

На практике чаще всего используется средневзвешенный диаметр, вычисляемый по формуле для D_1 (см. табл. 8),

$$D_1 = \frac{\sum \gamma d}{\sum \gamma} \qquad (16)$$

или в развернутой форме

$$D_1 = \frac{\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \gamma_3 d_3 + \ldots + \gamma_n d_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3 + \ldots + \gamma_n}. \qquad (17)$$

Вычисляемый по табл. 8 средний диаметр иногда используется при теоретических исследованиях. Например, при расчете расхода энергии на дробление и измельчение необходимо охарактеризовать некоторым средневзвешенным диаметром $(D_0)_{ср}$ весь исходный, а также весь готовый продукт $(D_к)_{ср}$.

Для выбора формулы по табл. 8 нужно предварительно установить вид определяющей функции $Z = F(d)$. Если, например, положить в основу расчета гипотезу Риттингера, по которой удельная работа пропорциональна вновь образованной удельной поверхности, то определяющая функция будет иметь вид

$$F(d) = \frac{1}{d_i},$$

так как удельная поверхность обратно пропорциональна среднему диаметру класса (d_i). Подставляя в уравнение (15) $\frac{1}{D_{ср}}$ вместо $F(D_{ср})$ и $\frac{1}{d_i}$ вместо $F(d_i)$, будем иметь

$$D_{ср} = \frac{\sum \gamma}{\sum \frac{\gamma}{d_i}},$$

т. е. средний диаметр необходимо вычислять по формуле для диаметра D_5 (см. табл. 8).

Неправильный выбор усредняющей формулы может привести к результату, в несколько раз превышающему истинный. Когда нет уверенности в правильности выбора формулы, расчет следует вести непосредственно по интересующему параметру. Например, при определении расхода энергии на измельчение необходимо вычислять согласно гипотезе Риттингера вновь образованную поверхность S всего продукта; при расчете производительности шаровой мельницы следует основываться на разности между содержанием β_{74} мелкого класса (—0,074 *мм*) до и после измельчения, не прибегая к методу вычисления средних диаметров.

Глава II

Виды грохочения и просеивающие поверхности

§ 6. Виды грохочения

Грохочение — процесс разделения сыпучего кускового материала на классы крупности просеиванием его через одно или несколько сит или решет. В результате каждой операции грохочения получается верхний (надрешетный) и нижний (подрешетный) продукты.

По технологическому назначению различают четыре вида операций грохочения:

1) **вспомогательное грохочение**, применяемое в схемах дробления исходного материала, в том числе **предварительное** (перед дробилкой) (рис. 7, *а*), **контрольное**, или **поверочное** (после дробилки) (рис. 7, *б*), **совмещенное**, когда обе операции соединяются в одну (рис. 7, *в*) [1];

2) **подготовительное грохочение** — для разделения материала на несколько классов крупности, предназначенных для последующей раздельной обработки;

3) **самостоятельное грохочение** — для выделения классов, представляющих собой готовые, отправляемые потребителю, продукты (сорта); эту операцию также называют механической **сортировкой**;

4) **обезвоживающее грохочение** (дешламация на грохотах) — для удаления основной массы воды, содержащейся в руде (после ее промывки), или для отделения суспензии от конечных продуктов (при сепарации в тяжелой среде) и при аналогичных операциях.

По **условиям работы грохота** операции грохочения подразделяются по величине наибольших кусков в исходном питании и по размерам отверстий просеивающих поверхностей. В зависимости от этих условий различают крупное, мелкое, тонкое и особо тонкое грохочение. При **крупном** грохочении

[1] Те же виды грохочения применяются в необходимых случаях и при измельчении материала.

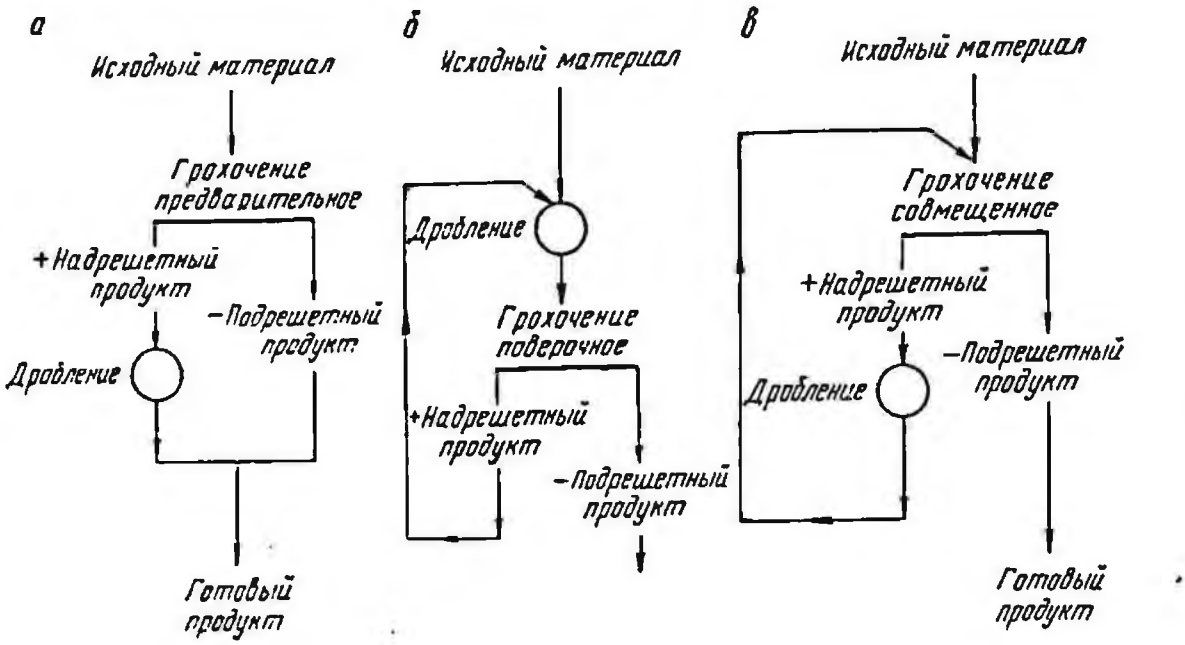


Рис. 7. Вспомогательное грохочение:

а — предварительное (при дроблении в открытом цикле); *б* — поверочное, или контрольное (в замкнутом цикле грохот—дробилка); *в* — совмещенное — предварительное и контрольное (в замкнутом цикле дробилка—грохот)

(куски —1200 + 0 *мм*) применяются отверстия (щели колосников) от 300 до 100 *мм*; при среднем (куски —350 + 0 *мм*) — отверстия колосниковых решеток и листовых решет примерно 60—25 *мм*; при мелком (куски —75 + 0 *мм*) — решета и сита с ячейками от 25 до 6 *мм*; при тонком грохочении (материал —10 + 0 *мм*) — сита от 5 до 0,5 *мм*; в некоторых производствах применяется особо тонкое грохочение — на самых мелких ситах, до 0,05 *мм* включительно (сортировка абразивов и шлифовальных порошков).

Во всех случаях для операций грохочения в качестве рабочих органов грохотов применяются просеивающие поверхности с калиброванными отверстиями (ячейками) соответствующих размеров.

В качестве просеивающих поверхностей применяются колосниковые решетки, листовые решета, стержневые и струнные решетки, проволочные сита и др.

§ 7. Просеивающие поверхности

Конструкция просеивающей поверхности зависит от технологического назначения грохота и условий его работы.

Для крупного грохочения в качестве просеивающей поверхности применяются преимущественно колосниковые решетки, набранные из отдельных колосников. Последние представляют собой стальные полосы, брусья или балки (рис. 8).

Размер s щели между колосниками фиксируется ограничительными прокладками или жестким креплением колосников к поперечным балкам.

Наиболее пригодное для процесса просеивания сечение колосников — трапецеидальное (*1* на рис. 8, *б*) с расширяющейся книзу щелью.

Во избежание заклинивания кусков щели должны расширяться также и по ходу материала. Для постепенного увеличения ширины щели от s до s' (рис. 8, *а*) колосники располагаются веерообразно. Например, при длине секции $L = 2000$ *мм* и начальной ширине щели $s = 25$ *мм* щель на разгрузочном конце секции обычно увеличивается как минимум до $s' \geqslant 1{,}2s \geqslant \geqslant 30$ *мм*.

Колосниковые решетки применяются в подвижных грохотах и в неподвижных. В последнем случае они представляют собой самостоятельную конструкцию — так называемый неподвижный колосниковый грохот.

Для принудительной очистки колосниковой решетки от заклинивающихся кусков в некоторых случаях применяются механические очистные устройства — вращающиеся звездочки или другие приспособления.

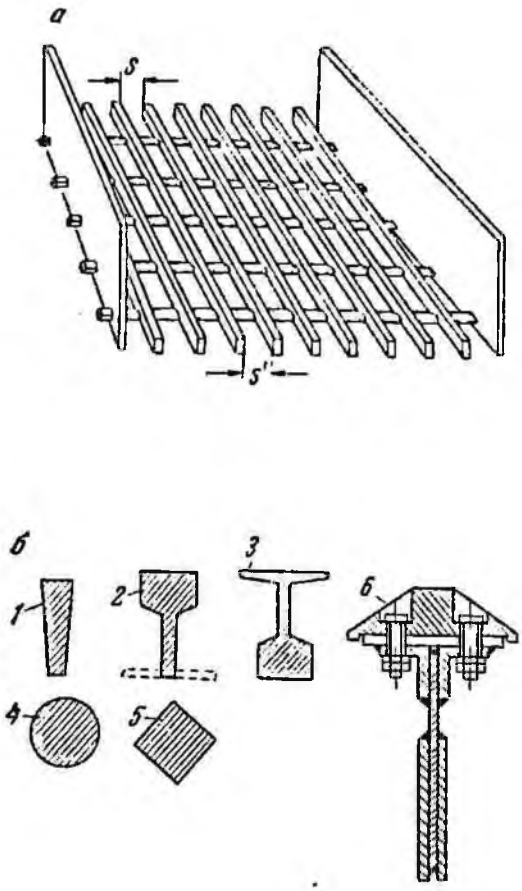


Рис. 8. Колосниковые решетки:
а — общий вид; *б* — сечение колосников; *1* — трапецеидальное сечение; *2* и *3* — соответственно рельс со срезанной подошвой и подошвой вверх; *4* и *5* — соответственно колосник круглого и квадратного сечения; *6* — колосник в виде сварной балки с броней из марганцовистой стали

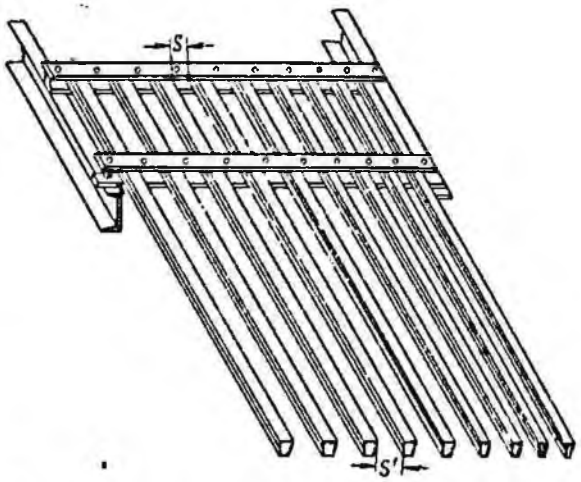


Рис. 9. Консольный колосниковый грохот с вибрирующими колосниками

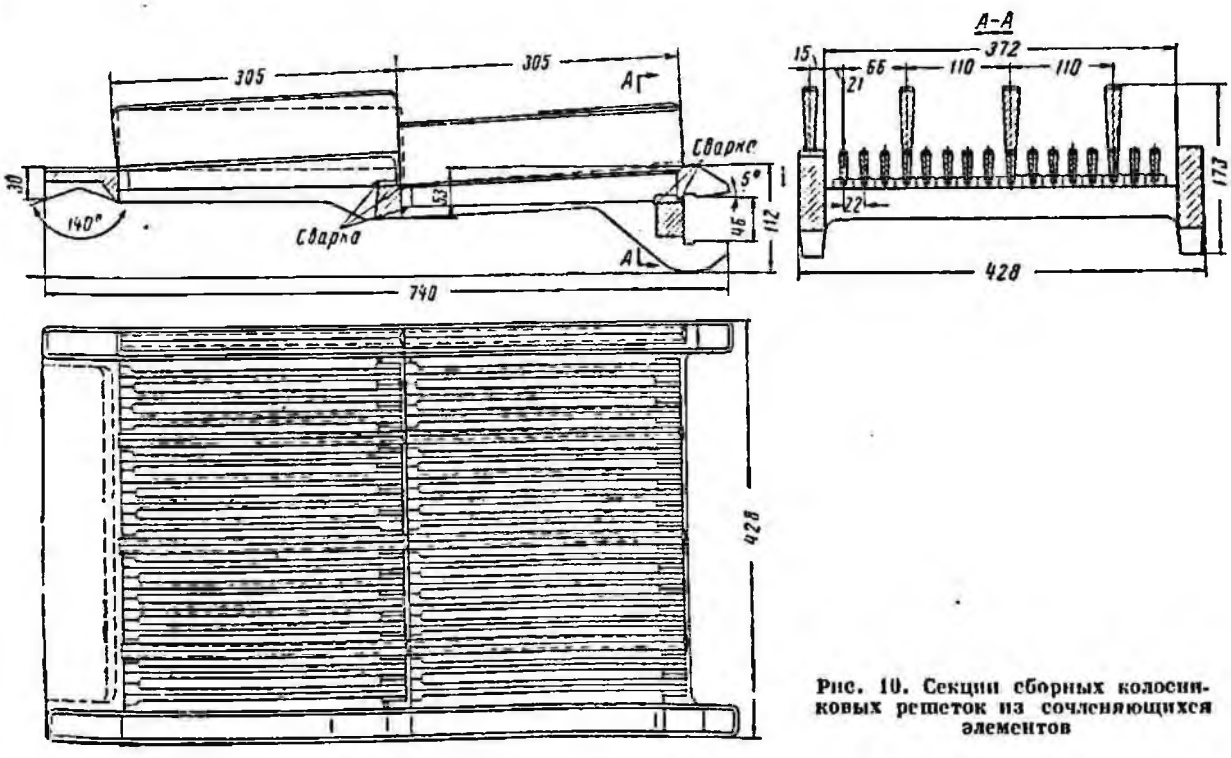


Рис. 10. Секции сборных колосниковых решеток из сочленяющихся элементов

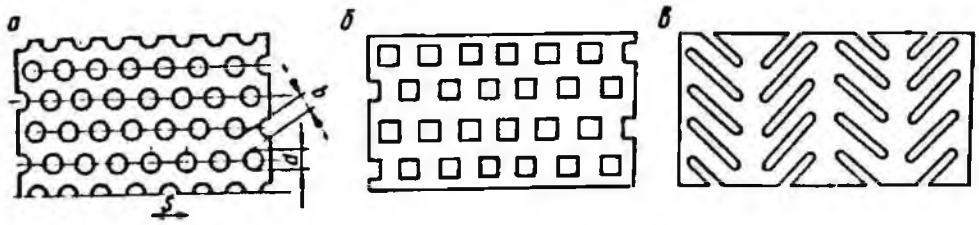


Рис. 11. Листовые решета перфорированные (штампованные или сверленые)
а, *б* и *в* — соответственно с круглыми, квадратными и прямоугольными («в елочку») отверстиями

Для неподвижных колосниковых грохотов применяются также решетки с консольно закрепленными колосниками, вибрирующими под действием движущихся кусков материала (рис. 9). В результате вибраций поверхность решетки очищается автоматически [130].

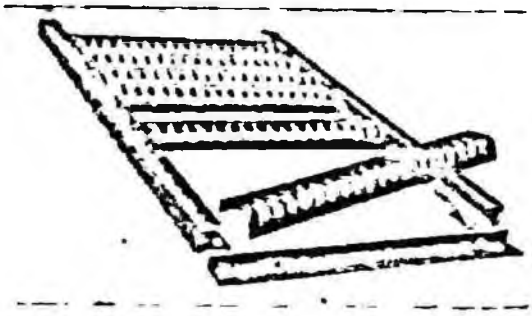


Рис. 12. Сборное решето из согнутых штампованных полос

В подвижных грохотах колосниковые решетки изготовляются в виде составных, сочленяющихся элементов (рис. 10).

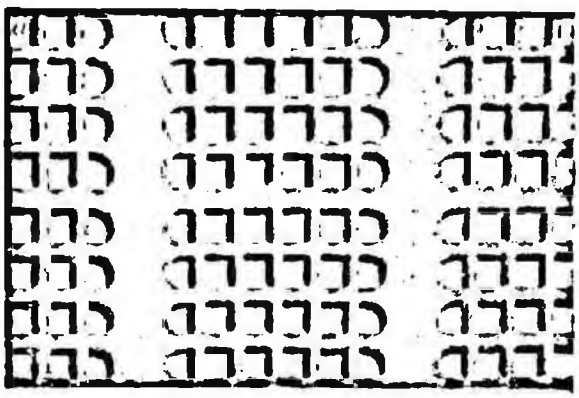
В подвижных грохотах в качестве просеивающих поверхностей применяют и листовые решета, представляющие собой металлические перфорированные листы. Отверстия штампуют или просверливают. Обычно применяют круглые отверстия, реже квадратные или прямоугольные «в елочку» (рис. 11).

Круглые отверстия (диаметром d) размещают в вершинах равностороннего треугольника таким образом, чтобы в промежутках между отверстиями было свободное расстояние b, равное $0{,}9\sqrt{d}$.

По условиям штамповки толщину листа δ принимают по соотношению $\delta \leqslant 0{,}625d$; обычно толщина листа не превышает 12 *мм* ($d \leqslant 12$ *мм*) [6].

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

За рубежом применяют сборные решета, набираемые из отдельных согнутых штампованных полос листовой стали, вставляемых в общую раму (рис. 12). Ступенеобразное расположение полос способствует встряхиванию просеиваемого материала, а расширение отверстий по ходу предохраняет решето от забивания. Преимуществом сборного решета



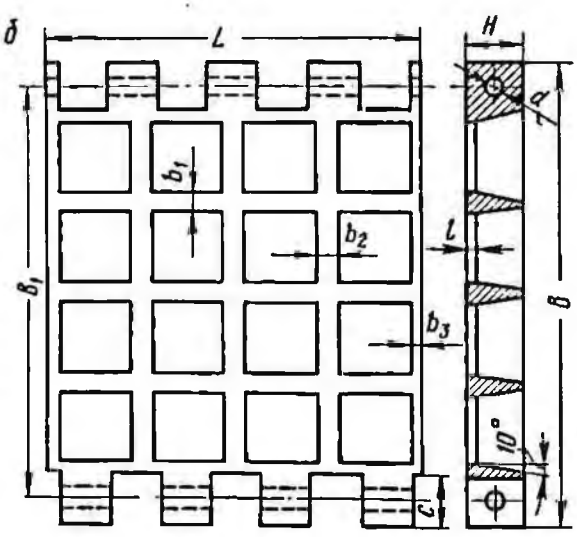


Рис. 13. Решето из литой резины:
а — общий вид; *б* — секция резинового решета (размеры квадратного отверстия 50 × 50 *мм*)

Таблица

Размеры элементов секции резинового решета

Номинальные размеры квадратного отверстия, мм	b_1	b_2	b_3	c	d	l	B_1	B	L	H	Число отверстий в одной секции	Коэффициент живого сечения решета [1] L_0
20 × 20	10	10	10	20	10,5	5	230	150	250	20	7 × 8 = 56	38
25 × 25	10	10	7,5	20	10,5	5	230	250	250	20	6 × 7 = 42	40
30 × 30	10	10	10	20	10,5	5	225	245	250	20	5 × 6 = 30	45
40 × 40	10	10	5	20	10,5	5	275	295	250	20	5 × 5 = 25	45
50 × 50	12	12	7	20	10,5	5	270	290	250	20	4 × 4 = 16	50

[1] Коэффициент живого сечения решета L_0 определяется как отношение площади отверстий сетки в свету к общей ее площади (в %).

является легкая смена его изношенных участков [155].

Для повышения долговечности решет их начали изготовлять из литой резины [155]. Отверстия — шпальтовые (продолговатые) или квадратные (рис. 13). Для уменьшения забиваемости они расширяются книзу (по толщине полосы). На рис. 13, *б* и в табл. 9 приведены конструктивные данные по резиновым решетам.

На Магнитогорском металлургическом комбинате успешно прошли испытания резиновые решета с отверстиями 40 × × 40 *мм*. На ЦОФ «Несветай» в результате испытаний установлено, что срок службы резиновых решет в 10—20 раз дольше, чем металлических сит [126].

При мелком грохочении наряду с другими применяются просеивающие поверхности, собираемые из отдельных элементов, между которыми оставляются продолговатые (шпальтовые) щелевидные отверстия.

На рис. 14 показана стержневая решетка типа «Арфа», набираемая из стержней круглого сечения. Обоими своими концами стержни вставляются в гнезда, имеющиеся в резиновых покрытиях балочек [92]. На рис. 14 пунктиром показано положение стержня в момент, когда лопаткой он вынут из углублений (опорных гнезд).

Другой вариант представляет решетка из прутков (трапецеидального сечения) с отогнутыми вниз концами, запрессованными в поперечные футерованные резиной (гуммированные) балочки (рис. 15) [155].

Решетки со щелевидными отверстиями собираются также из проволок, имеющих промежуточные витки, через которые пропускаются поперечные стяжные болты (рис. 16).

Для мелкого грохочения и обезвоживания изготовляют шпальтовые сита из стержней (проволок)

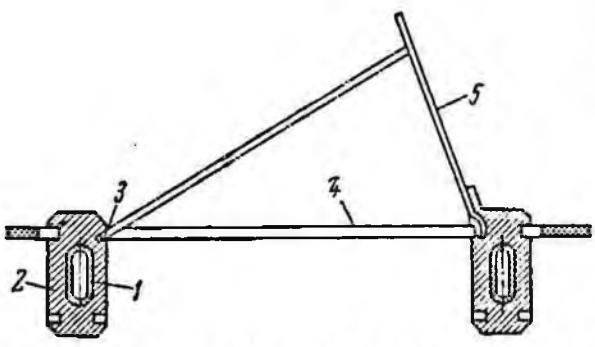


Рис. 14. Стержневая решетка «Арфа» (завод им. Котлякова):

1 — поперечные металлические балочки; *2* — резиновое покрытие балочек; *3* — гнезда для стержней; *4* — стержни; *5* — лопатка для выемки стержней

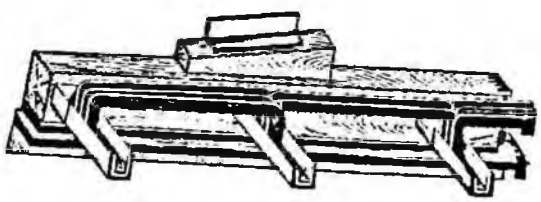


Рис. 15. Решетка из прутков, запрессованных в резиновые балочки

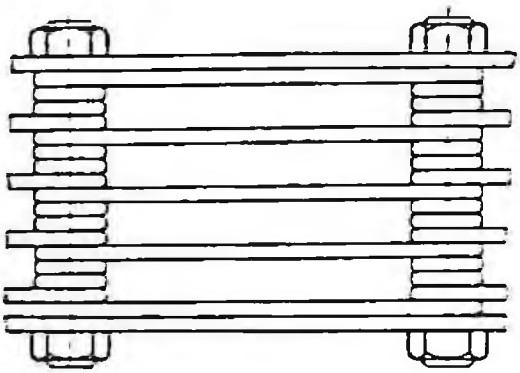


Рис. 16. Шпальтовое сито из проволок круглого сечения

фасонного сечения (рис. 17, табл. 10).

Недостаток колосниковых и шпальтовых решеток с малыми отверстиями, как и проволочных сеток, — способность к забиванию мелким и липким материалом. Этот недостаток в значительной степени устраняется при использовании струнных решеток (струнных сит), в которых просеивающую поверхность образуют отрезки стальной проволоки, расположенные по всей длине грохота. Вместо проволок иногда применяют резиновые нити диаметром от 3 до 6 *мм* (при щелях от 1 до 8 *мм*). Для сохранения размеров щелей струнное полотно поддерживается промежуточными стержнями (рис. 18) или поперечными резиновыми гребенчатыми планками [155].

Для мелкого грохочения на рудообогатительных фабриках применяют также проволочные сита — металлические сетки, окантованные по концам и заправленные в рамки.

Рис. 17. Шпальтовое сито из стержней трапецеидального сечения (табл. 10)

Таблица 10

Сито щелевидное из стержней (колосников) трапецеидального сечения

Ширина отверстия в свету s, *мм*	Коэффициент живого сечения сита $L_в$, %	
	для легкого типа [1]	для тяжелого типа [2]
0,10	4	3
0,16	6,0	4,5
0,25	9	7
0,40	13,5	10
0,60	18,5	14,5
1,0	27	21,5
1,6	34,5	28,5
2,5	45,5	38,5
4,0	55	48
6,0	62	56,5
10,0	69	63,5
16,0	74	69

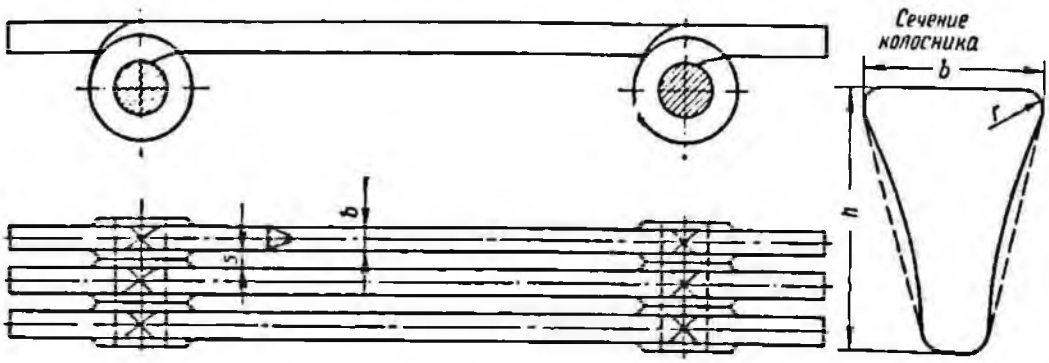
[1] Колосники легкого типа имеют сечение $b \times h = 2{,}1 \times 3{,}5$ *мм*; $r = 0{,}4$ *мм*; начальный диаметр круглой проволоки $d_0 = 2{,}6$ *мм*.

[2] Колосники тяжелого типа имеют $b \times h = 2{,}8 \times 4{,}5$ *мм*; $r = 0{,}5$ *мм*; $d_0 = 3{,}4$ *мм*.

Ткань, используемая на изготовление сит, представляет собой сборную проволочную сетку с квадратными отверстиями (рис. 19, табл. 11). Ткань (сетка) изготовляется из капиллированной (волнистой), т. е. предварительно рифленой, стальной проволоки. Различают основу, которую образуют продольные проволоки, и уток, состоящий из поперечных проволок.

Изготовляют сборные сетки: частично рифленые (рис. 19, *а*), рифленые (рис. 19, *б*) и сложно рифленые (рис. 19, *в*). Размеры отверстий соответственно от 1,6 до 25 *мм*, от 4 до 25 *мм* и от 32 до 100 *мм*.

Для тонкого грохочения так же, как и для ситовых анализов, применяют мелкие тканые сетки, изготовленные из латунной и бронзовой проволоки.



Стандарты. На проволочные сетки выпущены следующие государственные стандарты.

ГОСТ 2715—44. Сетки металлические проволочные. Классификация. Характеристика и предельные размеры.

По способу соединения проволок ГОСТом предусматривается 8 типов металлических проволочных сеток: тканые, плетеные, крученые, сварные, стержневые, вязаные, сборные из стальной рифленой проволоки и сборные из штампованной проволоки. Из них для изготовления сит грохотов применяются стержневые (см. рис. 16, 17) и сборные сетки из стальной рифленой проволоки (см. рис. 19).

ГОСТ 2851—45. Сетки металлические проволочные, шкала размеров ячеек. Извлечение из ГОСТа воспроизводится в табл. 12. Основной ряд размеров совпадает с двадцатым нормальным рядом, имеющим модуль $\sqrt[20]{10}=1{,}12$.

ГОСТ 3306—70. Сетка из стальной рифленой проволоки с квадратными ячейками. Извлечение из ГОСТа дано в табл. 11 (см. рис. 19).

ГОСТ 3826—66. Сетки проволочные тканые гладкие с квадратными ячейками, общего назначения.

ГОСТ 4601—49. Сетка проволочная стальная тканая саржевая с квадратными ячейками.

ГОСТ 3584—53. Сетки проволочные тканые с квадратными ячейками контрольные высокой точности (см. табл. 3).

ГОСТ 6613—53. Сетки проволочные тканые с квадратными ячейками нормальной точности.

ГОСТ 9074—59. Сетка щелевидная колосниковообразная из проволоки трапецеидального сечения нормальной точности. Сортамент (см. табл. 10 и рис. 17).

Проволочные сетки изготовляют: Магнитогорский завод метизных изделий, завод им. Ленсе в Загорске (Московской обл.) и Запорожский метизный завод; шпальтовые сетки — Магнитогорский и Запорожский.

Начато изготовление тканых сеток, в которых металлические проволоки утка и основы заменены капроновыми нитями.

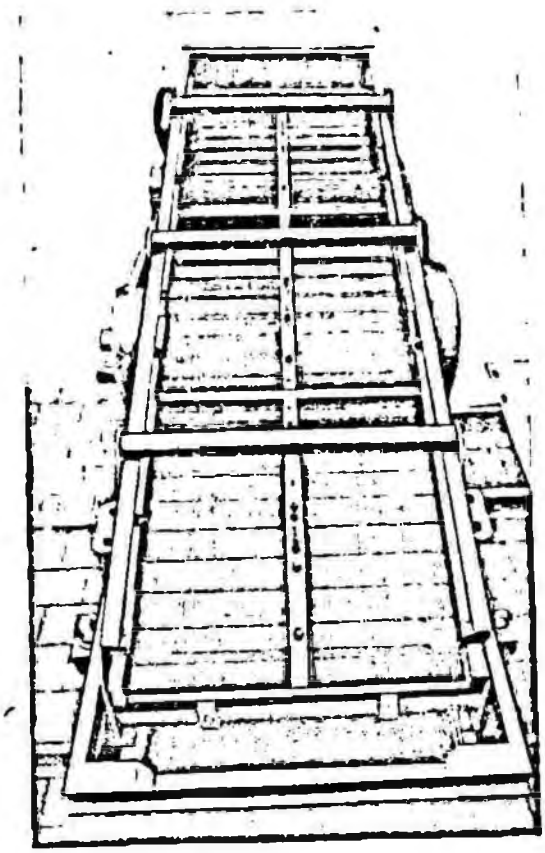


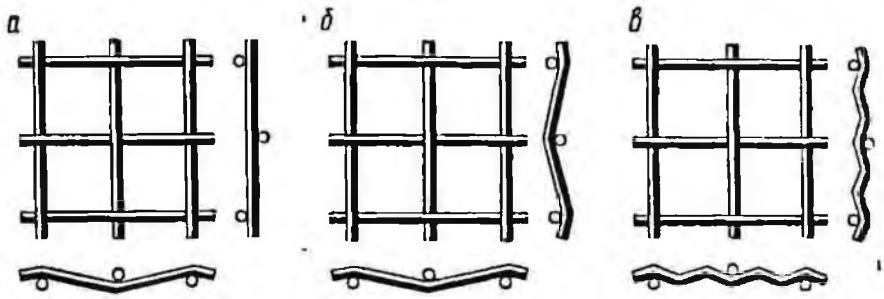
Рис. 18. Струнное сито из резиновых нитей, установленное на вибрационном грохоте

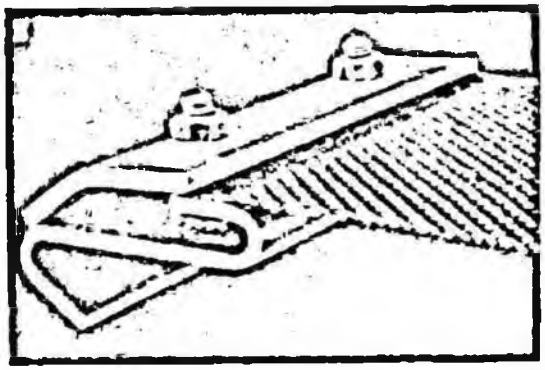
Как показала опытная эксплуатация, капроновые сетки более износоустойчивы по сравнению с металлическими.

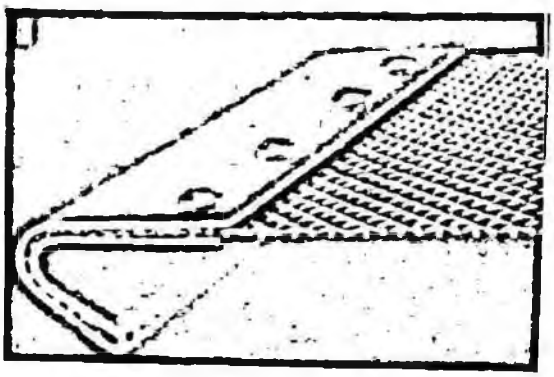
Применяются два метода натяжения сеток на грохотах: продольный и поперечный.

При продольном натяжении, чаще всего применяемом для грохотов тяжелого типа,

Рис. 19. Тканая проволочная сетка с квадратными отверстиями из стальной рифленой проволоки







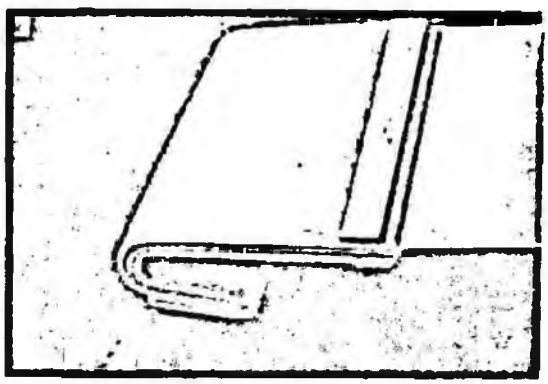


Рис. 20. Окантовка коротких кромок проволочных сеток:

а — из толстой проволоки; *б* — из проволоки средних размеров; *в* — из тонкой проволоки

Таблица 11

Тканая сетка из стальной рифленой проволоки с квадратными ячейками

Номер сетки	Номинальный размер ячейки в свету, мм	Диаметр проволоки основы и утка, мм
Сетки частично рифленые — ЧР (рис. 19, *а*)		
1,6	1,6	Основа 0,9; уток 1,0
2	2,0	Основа 1,2; уток 1,3
2,6	2,6	1,2
3	3,0	1,2; 1,4
4	4,0	1,6
5	5,0	2,0
6	6,0	1,8; 2,2
8	8,0	3,0
10	10,0	3,0
12	12,0	3,0
13	13,0	3,0
16	16,0	3,6
18	18,0	3,6; 4,0
20	20,0	3,6; 4,0
22	22,0	3,6; 4,0
25	25,0	3,6; 4,5
Сетки рифленые — Р (рис. 19, *б*)		
	4,0	1,6
4	5,0	2,0
5	6,0	2,2
6		
8	8,0	3,0
10	10,0	3,0; 3,6
13	13 0	3,0; 4,0
14	14,0	3,6; 4,0
15	15,0	3,6
16	16,0	4,0; 5,0
18	18,0	5,0; 5,6
20	20,0	5,0; 5,6
25	25,0	5,0; 6,0
Сетки сложно рифленые — СР (рис. 19, *в*)		
32	32,0	5,0
35	35,0	5,0
37	37,0	5,0; 6,0
40	40,0	5 6; 6,0
45	45,0	5,6; 6,0
50	50,0	6,0; 8,0
55	55,0	6,0; 10, 0
60	60,0	6,0; 8,0; 10,0
65	65,0	8,0; 10.0
70	70.0	8,0; 10,0
75	75,0	10,0
80	80,0	10,0
100	100,0	10,0

окантовываются только короткие кромки сетки. На рис. 20 показаны характерные способы окантовки кромок и приемы продольного закрепления их в натяжных деталях в зависимости от диаметра проволоки. На рис. 21, *а*, *б* показаны две схемы продольного натяжения сеток.

Если зажимные приспособления закреплены в коробе грохота не жестко, а гибко, наподобие шарниров, то неизбежны обрывы проволок основы, подвергающихся знакопеременным изгибам (переломам). Надежная мера борьбы — достаточное натяжение сетки и жесткое закрепление ее концов, исключающее возможность местных вибраций.

На рис. 22 показан пример жесткой системы продольного крепления сеток [92]. В короб грохота вваривается поперечный швеллер, на который опирается планка зажима верхней кромки сетки. Для того чтобы исключить возможность

Таблица 12

Шкала размеров ячеек металлических проволочных сеток, *мм* по ГОСТ 2851—45

Ряды							
основной	дополнительный	основной	дополнительный	основной	дополнительный	основной	дополнительный
0,04	—	0,4	—	4	—	40	—
—	0,042	—	0,42	—	4,2	—	42
0,045	—	0,45	—	4,5	—	45	—
—	0,048	—	0,475	—	4,8	—	48
0,05	—	0,5	—	5	—	50	—
—	0,053	—	0,53	—	5,2	—	52
0,056	—	0,56	—	5,5	—	55	—
—	0,06	—	0,6	—	5,8	—	58
0,063	—	0,63	—	6	—	60	—
—	0,067	—	0,67	—	6,5	—	65
0,071	—	0,7	—	7	—	70	—
—	0,075	—	0,75	—	7,5	—	75
0,08	—	0,8	—	8	—	80	—
—	0,085	—	0,85	—	8,5	—	85
0,09	—	0,9	—	9	—	90	—
—	0,095	—	0,95	—	9,5	—	95
0,1	—	1	—	10	—	100	—
—	0,105	—	1,05	—	10,5	—	105
0,112	—	1,1	—	11	—	110	—
—	0,118	—	1,15	—	11,5	—	115
0,125	—	1,25	—	12	—	120	—
—	0,132	—	1,3	—	13	—	130
0,14	—	1,4	—	14	—	140	—
—	0,15	—	1,5	—	15	—	150
0,16	—	1,6	—	16	—	—	—
—	0,17	—	1,7	—	17	—	—
0,18	—	1,8	—	18	—	—	—
—	0,19	—	1,9	—	19	—	—
0,20	—	2	—	20	—	—	—
—	0,21	—	2,1	—	21	—	—
0,225	—	2,2	—	22	—	—	—
—	0,235	—	2,3	—	23	—	—
0,25	—	2,5	—	25	—	—	—
—	0,265	—	2,6	—	26	—	—
0,28	—	2,8	—	28	—	—	—
—	0,3	—	3	—	30	—	—
0,315	—	3,2	—	32	—	—	—
—	0,335	—	3,3	—	34	—	—
0,355	—	3,5	—	35	—	—	—
—	0,375	—	3,8	—	38	—	—

подбрасывания узла *II*, натяжная скоба оттягивается болтом. Гайка и шайба болта опираются не на стенку короба, а на шаровой вкладыш, сидящий в приваренной к коробу опорной чашке (узел *I*).

Жесткое закрепление нижнего конца сетки (узел *IV*) осуществляется следующим образом.

К полке опорного уголка (см. поз. *13*) привариваются отрезки уголка (см. поз. *14*), выполняющие роль кронштейнов для зажимной обоймы (см. поз. *12*). Кронштейны необходимо помещать на таком уровне, чтобы зажимная обойма была бы несколько приподнята над кромкой на-

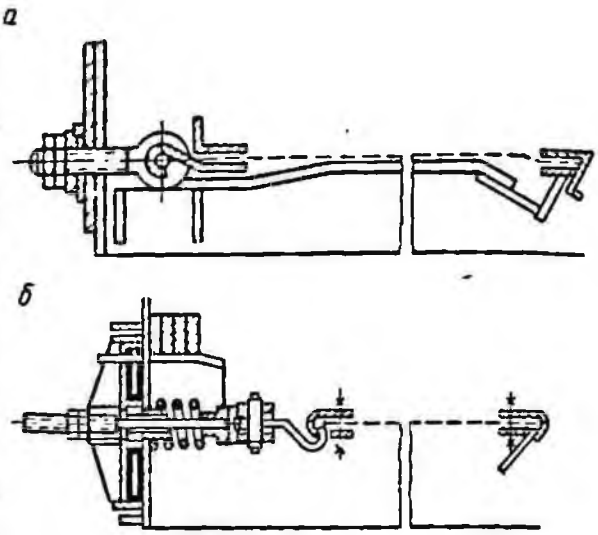
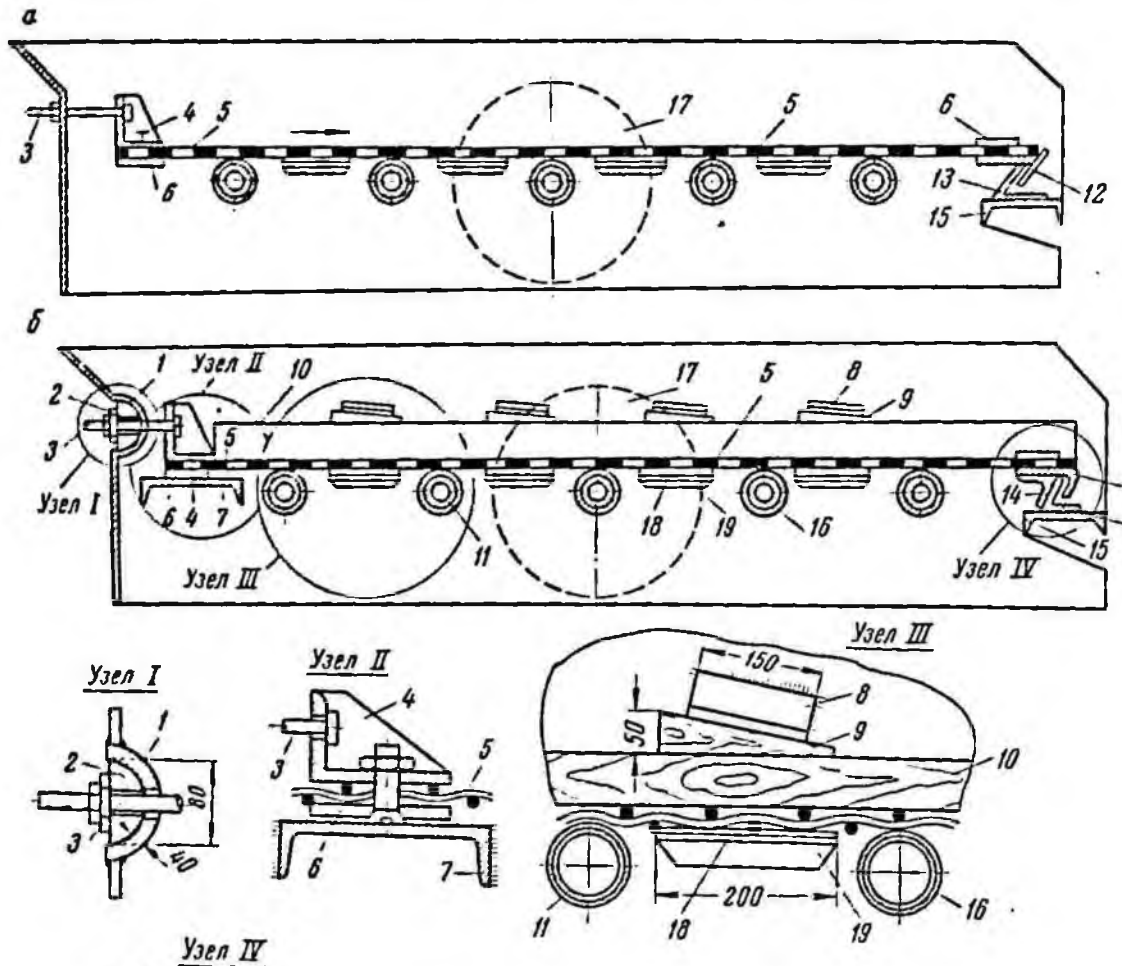


Рис. 21. Схемы продольного натяжения сеток



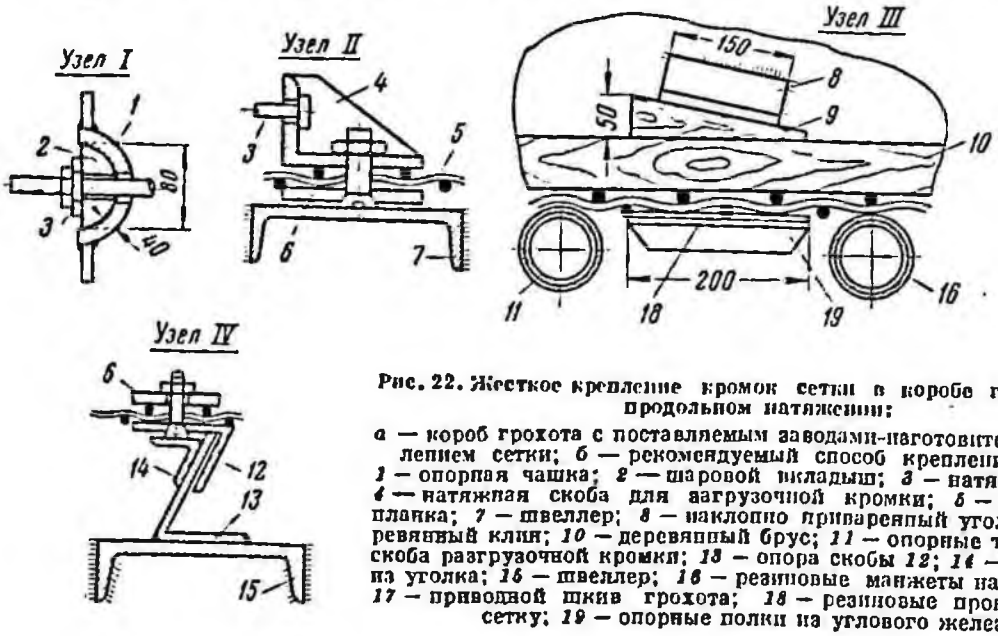


Рис. 22. Жесткое крепление кромок сетки в коробе грохота) при продольном натяжении:

а — короб грохота с поставляемыми заводами-изготовителями креплением сетки; *б* — рекомендуемый способ крепления сетки; *1* — опорная чашка; *2* — шаровой вкладыш; *3* — натяжной болт; *4* — натяжная скоба для загрузочной кромки; *5* — сетка; *6* — планка; *7* — швеллер; *8* — наклонно приваренный уголок; *9* — деревянный клин; *10* — деревянный брус; *11* — опорные трубы; *12* — скоба разгрузочной кромки; *13* — опора скобы *12*; *14* — кронштейн из уголка; *15* — швеллер; *16* — резиновые манжеты на трубах *11*; *17* — приводной шкив грохота; *18* — резиновые прокладки под сетку; *19* — опорные полки из углового железа

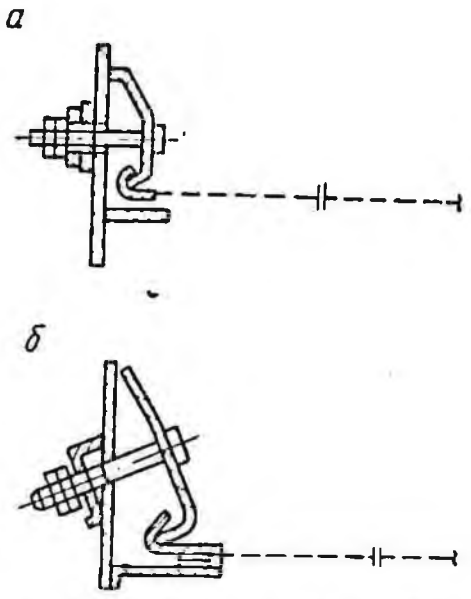


Рис. 23. Способы крепления сетки в коробе грохота при поперечном ее натяжении

клонной полки опорного уголка и от натяжения сеткой прижималась к полке опорного уголка без пошатывания, т. е. по всей плоскости соприкосновения.

Продольные (длинные) кромки сетки закрепляются в коробе с помощью деревянных брусков, зажимаемых клиньями (узел *III*). При смене изношенной сетки клинья выбивают и восстанавливают после замены сетки на новую.

В целях сокращения времени простоя, требующегося для смены сеток, при каждом грохоте необходимо иметь запасную сетку, заблаговременно заправленную в верхнее (узел *II*) и нижнее (узел *IV*) зажимное устройство.

Некоторые заводы-изготовители поставляют сетки с поперечным креплением (рис. 23, *а*, *б*). Окантовка длинных кромок сит здесь аналогична схеме рис. 20, *б*. Зажимные приспособления имеют сходство с предыдущими.

Поперечное крепление применяется преимущественно для грохотов легкого типа.

§ 8. Живое сечение просеивающей поверхности

Производительность грохота зависит от коэффициента живого сечения сетки. Для сеток с квадратными отверстиями (рис. 24) коэффициент живого сечения

$$L_0 = \frac{a^2}{(a+b)^2} \cdot 100, \ \%, \qquad (18)$$

где a — размер отверстия, *мм*;
b — толщина (диаметр) проволоки, *мм*.

Для сеток с прямоугольными отверстиями длиной l и шириной a живое сечение

$$L_0 = \frac{la}{(l+b)(a+b)} \cdot 100, \ \%. \qquad (19)$$

Чем больше коэффициент L_0, тем выше при прочих равных условиях производительность грохота.

Для колосниковых решеток и листовых решет коэффициент живого сечения не превышает 50—60%; для проволочных сит он доходит до 82%. Для самых мелких сеток, проволока которых изготовляется из сплавов цветных металлов (латунь, бронза), коэффициент живого сечения изменяется от 32,5% для сетки 0,04 *мм* и до 70% для сетки 2,5 *мм*.

Наряду с коэффициентом живого сечения сетку характеризуют также коэффициентом плотности, представляющим собой дополнение до 100% к первому:

$$K = 100 - L_0. \qquad (20)$$

Различают сетки:

малой плотности	$K < 25\%$ (или $L_0 > 75\%$)
нормальной плотности	$K = 25 \div 50\%$ (или $L_0 = 75 \div 50\%$)
большой плотности . .	$K = 50 \div 75\%$ (или $L_0 = 50 \div 25\%$)
особо большой плотности	$K > 75\%$ (или $L_0 < 25\%$)

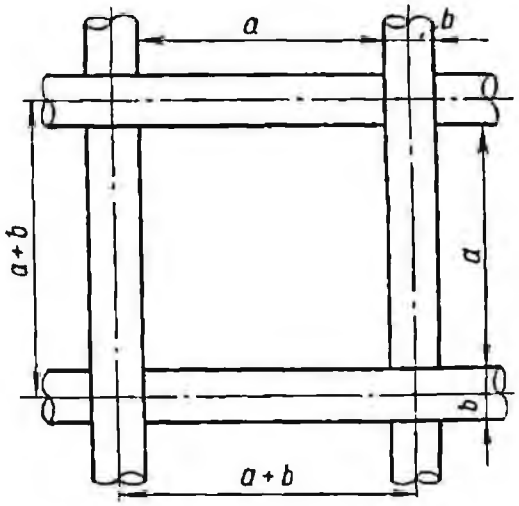


Рис. 24. Квадратная ячейка сита

С возрастанием плотности, т. е. с уменьшением живого сечения, производительность грохота уменьшается, но прочность и срок службы сеток повышаются, так как для более плотных сеток применяются проволоки большего диаметра (при одних и тех же размерах ячеек).

§ 9. Классификация грохотов

Грохот представляет собой устройство (машину или аппарат), предназначенное для разделения кускового и сыпучего материала на продукты различной крупности с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями (основной рабочий орган грохота).

По принципу действия грохоты различных типов аналогичны: просеивание мелких классов через отверстия происходит в результате движения подвергаемого грохочению материала относительно просеивающей поверхности. Различие между отдельными разновидностями грохотов состоит главным образом в способе перемещения просеиваемого материала.

Грохоты характеризуются следующими главными конструктивными особенностями:

1) геометрической формой просеивающей поверхности и конструкцией ее элементов;

2) расположением рабочего органа относительно горизонтальной плоскости;

3) характером движения просеивающей поверхности или ее элементов.

По форме просеивающая поверхность выполняется в виде плоской (или приблизительно плоской) и в виде цилиндрической; в последнем случае она представляет боковую поверхность всего цилиндра (барабана) или части цилиндра с сечением в виде дуги окружности; применяется также многогранная призматическая форма просеивающей поверхности («бурат»).

В соответствии с формой рабочей поверхности различают плоские, дуговые и барабанные грохоты.

По расположению просеивающей поверхности грохоты разделяют на наклонные (в некоторых случаях вертикальные), в которых перемещение материала осуществляется преимущественно под действием силы тяжести, и горизонтальные, или слабонаклонные, где движение материала обусловлено в основном механическим воздействием рабочего органа — подбрасыванием кусков или их проталкиванием.

По характеру движения рабочего органа все грохоты могут быть разделены на четыре основные группы: 1) неподвижные; 2) грохоты с движением отдельных элементов просеивающей поверхности, 3) подвижные грохоты с вращательным движением просеивающей поверхности; 4) подвижные грохоты с возвратно-поступательным (колебательным) движением.

Характер движения является основным для классификации грохотов; два других признака (форма просеивающей поверхности и ее расположение) могут быть использованы для более дробного деления внутри основных групп.

Глава III

Грохоты неподвижные, с движением отдельных элементов просеивающей поверхности и вращающиеся

§ 10. Неподвижные колосниковые грохоты

Неподвижные колосниковые грохоты (см. рис. 8, *а*) представляют собой решетки, собранные из колосников, устанавливаемых под углом к горизонту. Ширина щели между колосниками — обычно не менее 50 *мм* (предназначенные для более мелкого грохочения колосниковые решетки делаются подвижными).

Колосники изготовляют из балок фасонного сечения (см. рис. 8, *б*).

Ширина B грохота определяется длиной фронта его загрузки, которая зависит от размеров устройства, подающего на грохот руду, т. е. от ширины разгружающихся на грохот шахтных скипов или от длины кузова опрокидного вагона (думпкара), ширины полотна пластинчатого питателя и т. д. Во избежание заклинивания крупных кусков между бортами грохота общую ширину колосниковой решетки принимают не менее тройного размера наибольшего куска: $B \geqslant 3d_{max}$.

Угол наклона решетки принимают 45—50° для сухих руд и 30—35° для углей. При наличии в руде повышенного количества влаги и возможности слипания кусков угол увеличивают на 5—10° [137].

Длину L грохота выбирают в зависимости от необходимой производительности и эффективности грохочения. Чаще всего принимают $\frac{L}{B} \cong 3 \div 4$; практически длина L лежит в пределах 4—6 *м*.

Эффективность грохочения (точность отсева) неподвижных колосниковых грохотов — обычно в пределах 55—60%, но при малых нагрузках может повышаться до 70—75%.

Объемная производительность Q_0 вычисляется по формуле

$$Q_0 = q_1 s F, \ м^3/ч, \qquad (21)$$

где q_1 — объемная нагрузка $м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм* щели;
s — ширина щели, *мм*;
F — площадь колосниковой решетки, $м^2$.

Величина q_1 колеблется по данным различных источников в широких пределах — от 0,2 до 1,5 $м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм*, в зависимости от размеров щелей и необходимой эффективности грохочения.

По Годэну [30], как наименьшее, $q_1 = 0{,}25 \ м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм*; по Лиандову [74], $q_1 = 0{,}25 \ м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм* при $s = 100$ *мм*, по Левенсону и Цигельному [73], $q_1 = 0{,}23 \ м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм* при $s = 50$—80 *мм* (кварцевая порода); по Олевскому [92], на агломерационных фабриках СССР $q_1 = 0{,}3$—$0{,}4 \ м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм* при $s = 25$ *мм*.

При размере отверстия (щели) s *мм* удельная объемная производительность, т. е. объемная производительность, отнесенная к 1 $м^2$ площади решетки, будет $q_0 = q_1 s, \ м^3/м^2 \cdot ч$. На основании приведенных выше данных удельную объемную производительность следует принимать по табл. 13, где нижний предел для q_0 соответствует верхнему пределу для эффективности $E_{max} = 70$—75%, и наоборот.

Для удлинения срока службы колосников их рабочую поверхность необходимо предохранять футеровкой из износоустойчивой стали или периодической наваркой твердых сплавов.

Неподвижные колосниковые грохоты применяют для крупного грохочения. Иногда их применяют для предварительного грохочения исходной руды перед I стадией дробления. В зарубежной практике перед крупным дроблением, как правило, устанавливают неподвижные колосниковые грохоты.

Ширину щелей между колосниками принимают примерно равной двойной разгрузочной щели дробилки крупного дробления (ККД). По нормам, разработанным институтом Механобр [89], установка колосниковых грохотов перед дробилкой ККД допускается как возможная, но не обязательная.

Неподвижные решета. На некоторых дробильно-сортировочных фабриках (ДСФ) находят применение неподвижные листовые решета. Например, на ДСФ им. К. Либкнехта (Криворожский железорудный бассейн) неподвижное решето, установленное под дробилкой, предназначено для отсева класса $-10 + 0$ *мм* («аглоруда») из дробленой железной руды крупностью $-80 + 0$ *мм*. Ширина решета, изготовленного из перфорированного листового железа, около 1,5 *м*, длина 6 *м*: диаметр круглых отверстий, изменяющийся по длине грохота, составляет 12 (в головной части), 15 (в средней части) и 20 *мм* (внизу). Средний угол наклона около 45°. В случае изменения гранулометрического состава исходного питания для регулирования содержания мелочи $-10 + 0$ *мм*, оста-

Таблица 13

Ориентировочная удельная объемная производительность неподвижных колосниковых и валковых грохотов (насыпная масса руды $\delta = 1{,}6 \ т/м^3$)

Параметры	Размер отверстия s, *мм*						
	25	50	75	100	125	150	200
Удельная объемная производительность грохота по питанию q_0, $м^3/м^2 \cdot ч$:							
при повышенной эффективности (E = 70—75%)	9	16	22	25	28	31	38
при пониженной эффективности (E = 55—60%)	18	32	44	50	56	62	76

С возрастанием плотности, т. е. с уменьшением живого сечения, производительность грохота уменьшается, но прочность и срок службы сеток повышаются, так как для более плотных сеток применяются проволоки большего диаметра (при одних и тех же размерах ячеек).

§ 9. Классификация грохотов

Грохот представляет собой устройство (машину или аппарат), предназначенное для разделения кускового и сыпучего материала на продукты различной крупности с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями (основной рабочий орган грохота).

По принципу действия грохоты различных типов аналогичны: просеивание мелких классов через отверстия происходит в результате движения подвергаемого грохочению материала относительно просеивающей поверхности. Различие между отдельными разновидностями грохотов состоит главным образом в способе перемещения просеиваемого материала.

Грохоты характеризуются следующими главными конструктивными особенностями:

1) геометрической формой просеивающей поверхности и конструкцией ее элементов;

2) расположением рабочего органа относительно горизонтальной плоскости;

3) характером движения просеивающей поверхности или ее элементов.

По форме просеивающая поверхность выполняется в виде плоской (или приблизительно плоской) и в виде цилиндрической; в последнем случае она представляет боковую поверхность всего цилиндра (барабана) или части цилиндра с сечением в виде дуги окружности; применяется также многогранная призматическая форма просеивающей поверхности («бурат»).

В соответствии с формой рабочей поверхности различают плоские, дуговые и барабанные грохоты.

По расположению просеивающей поверхности грохоты разделяют на наклонные (в некоторых случаях вертикальные), в которых перемещение материала осуществляется преимущественно под действием силы тяжести, и горизонтальные, или слабонаклонные, где движение материала обусловлено в основном механическим воздействием рабочего органа — подбрасыванием кусков или их проталкиванием.

По характеру движения рабочего органа все грохоты могут быть разделены на четыре основные группы: 1) неподвижные; 2) грохоты с движением отдельных элементов просеивающей поверхности, 3) подвижные грохоты с вращательным движением просеивающей поверхности; 4) подвижные грохоты с возвратно-поступательным (колебательным) движением.

Характер движения является основным для классификации грохотов; два других признака (форма просеивающей поверхности и ее расположение) могут быть использованы для более дробного деления внутри основных групп.

Глава III

Грохоты неподвижные, с движением отдельных элементов просеивающей поверхности и вращающиеся

§ 10. Неподвижные колосниковые грохоты

Неподвижные колосниковые грохоты (см. рис. 8, *а*) представляют собой решетки, собранные из колосников, устанавливаемых под углом к горизонту. Ширина щели между колосниками — обычно не менее 50 *мм* (предназначенные для более мелкого грохочения колосниковые решетки делаются подвижными).

Колосники изготовляют из балок фасонного сечения (см. рис. 8, *б*).

Ширина B грохота определяется длиной фронта его загрузки, которая зависит от размеров устройства, подающего на грохот руду, т. е. от ширины разгружающихся на грохот шахтных скипов или от длины кузова опрокидного вагона (думпкара), ширины полотна пластинчатого питателя и т. д. Во избежание заклинивания крупных кусков между бортами грохота общую ширину колосниковой решетки принимают не менее тройного размера наибольшего куска: $B \geqslant 3d_{max}$.

Угол наклона решетки принимают 45—50° для сухих руд и 30—35° для углей. При наличии в руде повышенного количества влаги и возможности слипания кусков угол увеличивают на 5—10° [137].

Длину L грохота выбирают в зависимости от необходимой производительности и эффективности грохочения. Чаще всего принимают $\frac{L}{B} \cong 3 \div 4$; практически длина L лежит в пределах 4—6 *м*.

Эффективность грохочения (точность отсева) неподвижных колосниковых грохотов — обычно в пределах 55—60%, но при малых нагрузках может повышаться до 70—75%.

Объемная производительность Q_0 вычисляется по формуле

$$Q_0 = q_1 s F, \ м^3/ч, \qquad (21)$$

где q_1 — объемная нагрузка $м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм* щели;
s — ширина щели, *мм*;
F — площадь колосниковой решетки, $м^2$.

Величина q_1 колеблется по данным различных источников в широких пределах — от 0,2 до 1,5 $м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм*, в зависимости от размеров щелей и необходимой эффективности грохочения.

По Годэну [30], как наименьшее, $q_1 = 0{,}25 \ м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм*; по Лпандову [74], $q_1 = 0{,}25 \ м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм* при $s = 100$ *мм*, по Левенсону и Цигельному [73], $q_1 = 0{,}23 \ м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм* при $s = 50—80$ *мм* (кварцевая порода); по Олевскому [92], на агломерационных фабриках СССР $q_1 = 0{,}3—0{,}4 \ м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм* при $s = 25$ *мм*.

При размере отверстия (щели) s *мм* удельная объемная производительность, т. е. объемная производительность, отнесенная к 1 $м^2$ площади решетки, будет $q_0 = q_1 s, \ м^3/м^2 \cdot ч$. На основании приведенных выше данных удельную объемную производительность следует принимать по табл. 13, где нижний предел для q_0 соответствует верхнему пределу для эффективности $E_{max} = 70—75\%$, и наоборот.

Для удлинения срока службы колосников их рабочую поверхность необходимо предохранять футеровкой из износоустойчивой стали или периодической наваркой твердых сплавов.

Неподвижные колосниковые грохоты применяют для крупного грохочения. Иногда их применяют для предварительного грохочения исходной руды перед I стадией дробления. В зарубежной практике перед крупным дроблением, как правило, устанавливают неподвижные колосниковые грохоты.

Ширину щелей между колосниками принимают примерно равной двойной разгрузочной щели дробилки крупного дробления (ККД). По нормам, разработанным институтом Механобр [89], установка колосниковых грохотов перед дробилкой ККД допускается как возможная, но не обязательная.

Неподвижные решета. На некоторых дробильно-сортировочных фабриках (ДСФ) находят применение неподвижные листовые решета. Например, на ДСФ им. К. Либкнехта (Криворожский железорудный бассейн) неподвижное решето, установленное под дробилкой, предназначено для отсева класса —10 +0 *мм* («аглоруда») из дробленой железной руды крупностью —80 +0 *мм*. Ширина решета, изготовленного из перфорированного листового железа, около 1,5 *м*, длина 6 *м*: диаметр круглых отверстий, изменяющийся по длине грохота, составляет 12 (в головной части), 15 (в средней части) и 20 *мм* (внизу). Средний угол наклона около 45°. В случае изменения гранулометрического состава исходного питания для регулирования содержания мелочи —10 +0 *мм*, оста-

Таблица 13

Ориентировочная удельная объемная производительность неподвижных колосниковых и валковых грохотов (насыпная масса руды $\delta = 1{,}6 \ т/м^3$)

Параметры	Размер отверстия s, *мм*						
	25	50	75	100	125	150	200
Удельная объемная производительность грохота по питанию q_0, $м^3/м^2 \cdot ч$:							
при повышенной эффективности (E = 70—75%)	9	16	22	25	28	31	38
при пониженной эффективности (E = 55—60%)	18	32	44	50	56	62	76

ющейся в надрешетном продукте, соответственно меняют угол наклона решета.

Преимущества неподвижного решета — простота обслуживания и дешевизна ремонта; недостаток — потеря части дорогой кусковой руды +10 *мм*, попадающей в более дешевый подрешетный продукт («аглоруда»).

§ 11. Дуговые грохоты

Дуговые грохоты (рис. 25) имеют дугообразную колосниковую решетку (сито) с поперечным по отношению к потоку расположением колосников со щелью *s* между ними. Движение пульпы, подвергаемой грохочению, в начале решетки направлено по касательной к окружности, дугу которой представляет просеивающая поверхность.

Решетка собирается из колосников трапецеидального сечения, изготовленных из износоустойчивой нержавеющей стали (хромоникелевой). Срок службы колосников — от одного до шести месяцев в зависимости от их износостойкости, абразивности материала, его крупности и скорости потока.

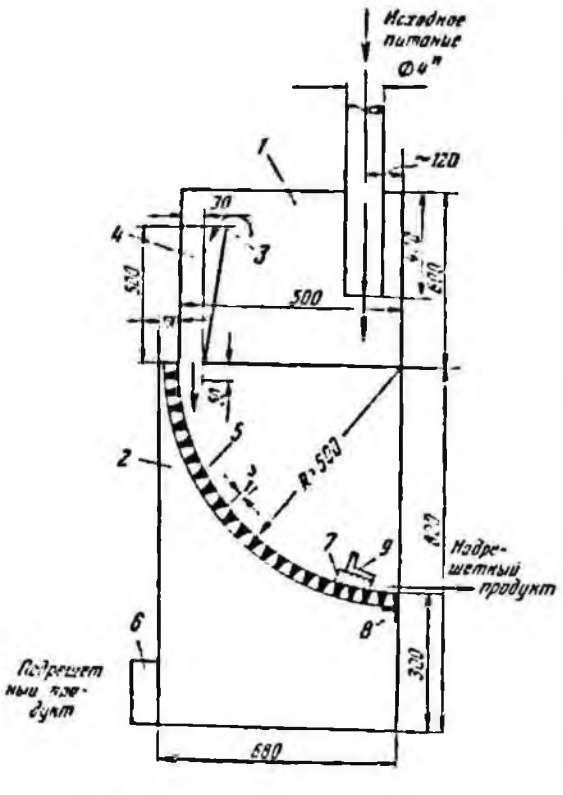


Рис. 25. Схема дугового грохота с центральным углом 90°:
1 — приемная коробка; *2* — рама; *3* — кромка; *4* — карман; *5* — просеивающая поверхность; *6* — патрубок; *7* — деревянные клинья; *8* — опора; *9* — уголок

Наиболее широко применяется решетка (сито) длиной $^1/_4$ длины окружности (центральный угол 90°, см. рис. 25); изготовляются также дуговые грохоты с ситом в $^1/_3$ окружности (центральный угол 180°) (рис. 26) и в $^3/_4$ окружности (центральный угол 270°).

Радиус кривизны *R* решетки колеблется от 0,5 до 1,65 *м*; ширина решетки — от 300 до 1200 *мм*; площадь грохочения — от 0,1 до 3 $м^2$.

Дуговые грохоты могут работать с самотечной подачей пульпы (начальная скорость от 0,5 до 3 *м/сек*) и с подачей питания насосами (со скоростью потока на входе до 6 *м/сек*).

Крупность питания изменяется от 0,074 до 12 *мм*; содержание в нем твердого от 7 до 70%; номинальная крупность подрешетного продукта от —0,1 до —3,25 *мм*.

Эффективность грохочения достигает 75—80%, считая по номинальной крупности.

Основные преимущества дуговых грохотов — компактность, отсутствие движущихся частей и привода.

Дуговые грохоты применяются для мокрого грохочения мелкого и тонкого материала, в том числе для отделения тяжелых суспензий от продуктов обогащения, и выделения легко шламующихся минералов в циклах измельчения.

Показатели работы зарубежных дуговых грохотов приведены в табл. 14 и 15.

В СССР дуговые грохоты применяют на углеобогатительных фабриках (для выделения крупных шламов), на коксохимических заводах (для обезвоживания), а также в схемах обогащения руд.

Применение дуговых грохотов целесообразно на обогатительных фабриках, где обрабатываются руды, содержащие легко шламующиеся минералы (касситерит, вольфрамит, галенит и т. п.). Например, промышленные испытания [44] показали, что в результате использования двухступенчатых дуговых грохотов 219А-ГР (табл. 16) на разгрузке мельниц (для отделения мелочи —1 *мм*) взамен механических классификаторов, потери олова со шламами снизились в 1,8 раза.

Серийное изготовление дуговых грохотов освоено Кадиевским заводом гидрооборудования. Выпускаются три типоразмера: СД-1, СД-2А (см. рис. 26) и СД-03 (табл. 16).

Параметры режима и расчет дуговых грохотов. Размер щели принимается в 1,1—3 раза больше номинальной (расчетной) крупности подрешетного продукта.

Таблица 14

Показатели работы дуговых грохотов на зарубежных предприятиях

Область применения и параметры	Страны и фабрики						
	ФРГ		Польша	США и Канада			Австралия
	Песчаный карьер		Ожел Бялы	Холмен Клиффс		Норз-Брокен Хилл К°	Аделаида Цемент К°
Назначение	Классификация		Классификация перед флотацией для выделения крупного материала	Отделение тяжелой суспензии от продуктов обогащения		Замкнутый цикл измельчения	
Исходное сырье	Песок		Свинцово-цинковая руда	Железная руда		Свинцовая руда	Сланец и известняк
Питание дугового грохота	Песок из карьера		Вторичные пески и сточные воды после сгущения в отстойниках	Слив гидроциклона		Разгрузка мельницы 1800 × 3600 *мм*	Разгрузка мельницы 2280 × 2280 *мм*
Количество грохотов	1	1	1	1	1	—	1
Ширина решетки, *мм*	—	—	1000	1220		1200	425
Площадь решетки, $м^2$	0,057	0,054	0,96	—	—	—	1,03
Ширина щели решетки, *мм*	1,0	8,0	0,5	0,5	0,7	0,63	0,3

Продолжение табл. 11

Область применения и параметры	Страны и фабрики						
	ФРГ		Польша	США и Канада			Австралия
	Песчаный карьер		Ожед Билы	Холмен Клиффс		Нора-Брокен Хилл К°	Аделаида Цемент К°
Питание							
Крупность исходного материала, *мм*	Крупнее 1 *мм*	−11+0,5	−0,1+0	−0,3+0	−0,3+0	—	−0,3+0
Производительность:							
объемная, *м³/ч*	33,8	73,8	126—144	46—90	46—90	—	140
по твердому, *т/ч*	9,5	15,6	9,6—11	73—140	73—140	36,0	160
Содержание твердого, %	23,8	18,7	7,3	71,3	71,7	—	67,3
Подрешетный продукт							
Производительность:							
объемная, *м³/ч*	31,7	67,8	115—132	39—75	40—78	—	57,0
по твердому, *т/ч*	6,6	3,6	7,53—8,64	52,0—100	61,5—118	31,7	56,0
Выход (от операции), %	70,0	23,0	78,5	71,5	84,6	88,0	35,1
Содержание твердого, %	18,5	5,12	6,8	67,5	—	—	63,3
Номинальная крупность подрешетного продукта, *мм*	0,5	3,25	0,1	0,16	0,18	65%—0,031 *мм*	0,175
Извлечение (от операции) по номинальной крупности, %	90,9	75,4	81,4	78,0	90,6	—	39,0
Эффективность грохочения по номинальной крупности, %	75,8	73,9	35,4	50,0	52,6	—	26,7
Отношение размера щели сита к крупности подрешетного продукта	2,0	2,46	5,0	3,12	3,9	—	1,71
Надрешетный продукт							
Производительность:							
объемная, *м³/ч*	2,1	6,0	11,0—12,0	7—15	6—12	—	83,0
по твердому, *т/ч*	2,9	12,0	2,06—2,36	21,0—40	11,5—22	4,3	104,0
Содержание твердого, %	73,7	89,0	18,1	78,0	76,0	—	—
Номер ситового анализа в табл. 15	№ 2	№ 3	№ 4	№ 5	№ 6	—	№ 7

Таблица 15

Результаты ситовых анализов питания и продуктов грохочения на дуговых грохотах

Продукт	Номер ситового анализа по табл. 14											
	№ 2		№ 2		№ 4		№ 5		№ 6		№ 7	
	Крупность классов, мм	Выход, %	Крупность классов, мм	Выход, %	Крупность, классов, мм	Выход, %	Крупность классов, мм	Выход, %	Крупность классов, мм	Выход, %	Крупность классов, мм	Выход, %
Питание	+1,0	16,0	+11,2	2,6	−0,6+0,4	2,5	+0,3	8,0	+0,3	7,5	+0,3	7,0
	−1,0+0,5	10,3	−11,2+9,6	5,2	−0,4+0,3	0,8	−0,3+0,2	2,2	−0,3+0,2	3,0	−0,3+0,2	6,0
	−0,5+0,35	13,6	−9,6+8,0	11,6	−0,3+0,2	1,6	−0,2+0,15	3,4	−0,2+0,15	3,5	−0,2+0,10	9,0
	−0,35+0,2	19,1	−8,0+6,8	11,2	−0,2+0,1	3,3	−0,15	86,4	−0,15	86,0	−0,10+0,088	19,0
	−0,2+0,105	16,7	−6,8+5,6	12,8	−0,1+0,06	19,0	—	—	—	—	−0,088+0,074	59
	−0,105	24,3	−5,6+4,8	20,0	−0,06	72,8	—	—	—	—	−0,074	
	—	—	−4,8+2,8	9,8	—	—	—	—	—	—	—	—
	—	—	−2,8+1,0	16,0	—	—	—	—	—	—	—	—
	—	—	−1,0+0,5	10,8	—	—	—	—	—	—	—	—
Подрешетный	+1,0	0,1	+4,8	1,5	+0,3	0,4	+0,2	2,1	+0,2	4,0	+0,3	0,7
	−1,0+0,5	4,3	−4,8+2,8	6,5	−0,3+0,2	1,3	−0,2+0,15	3,4	−0,2+0,15	3,5	−0,3+0,2	2,3
	−0,5+0,35	13,4	−2,8+1,0	47,3	−0,2+0,1	3,2	−0,15	94,5	−0,15	92,5	−0,2+0,10	8,0
	−0,35+0,2	25,0	−1,0+0,5	44,7	−0,1+0,06	1,1	—	—	—	—	−0,10+0,088	18,0
	−0,2+0,105	22,9	—	—	−0,06	84,0	—	—	—	—	−0,088+0,074	6,0
	−0,105	34,0	—	—	—	—	—	—	—	—	−0,074	65,0
Надрешетный	+1,0	52,4	+11,2	3,4	+1,5	4,7	+0,3	31,9	+0,3	36,5	+0,3	11,0
	−1,0+0,5	24,2	−11,2+9,6	6,7	−1,5+1,0	1,7	−0,3+0,2	8,0	−0,3+0,2	9,5	−0,3+0,2	7,0
	−0,5+0,35	14,0	−9,6+8,0	15,0	−1,0+0,6	3,0	−0,2+0,15	4,3	−0,2+0,15	3,4	−0,2+0,10	11,0
	−0,35+0,2	5,5	−8,0+6,8	14,5	−0,6+0,4	2,5	−0,15	55,8	−0,15	50,6	−0,10+0,088	19,0
	−0,2+0,105	2,0	−6,8+5,6	16,6	−0,4+0,3	2,2	—	—	—	—	−0,088+0,074	52,0
	−0,105	1,9	−5,6+4,8	25,5	−0,3+0,2	2,1	—	—	—	—	−0,074	
	—	—	−4,8+2,8	10,8	−0,2+0,1	3,8	—	—	—	—	—	—
	—	—	−2,8+1,0	6,7	−0,1+0,06	48,1	—	—	—	—	—	—
	—	—	−1,0+0,5	0,8	−0,06	31,9	—	—	—	—	—	—

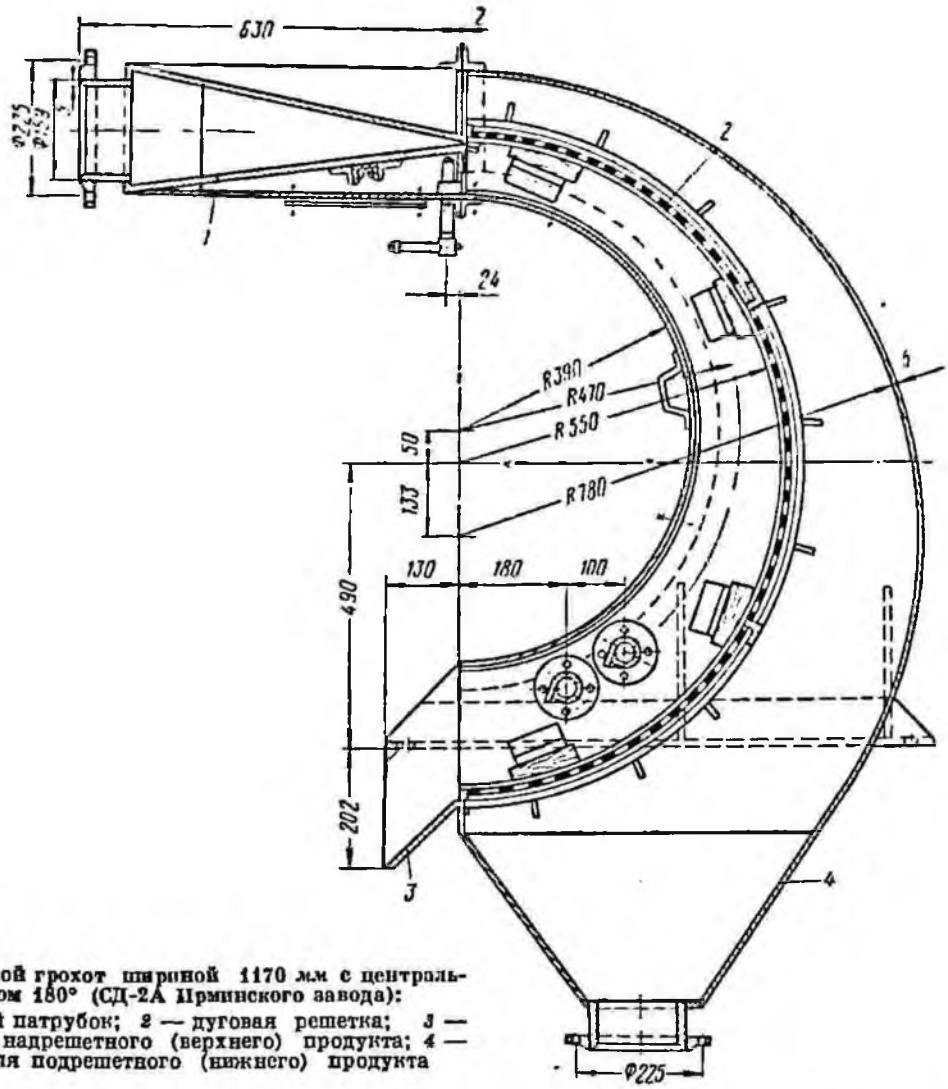


Рис. 26. Дуговой грохот шириной 1170 мм с центральным углом 180° (СД-2А Ирминского завода):

1 — питающий патрубок; *2* — дуговая решетка; *3* — желоб для надрешетного (верхнего) продукта; *4* — сборник для подрешетного (нижнего) продукта

Таблица 16

Основные параметры дуговых грохотов

Параметры	Типоразмеры			
	Двухступенчатый 219А-ГР (Механобр)	СД-1	СД-2А (рис. 26)	СД-03
Ширина решетки, *мм*	1000	1000	1170	1200
Площадь решетки (полезная), $м^2$	0,67 + 0,57	0,95	1,9	3,0
Радиус кривизны решетки, *мм*	550	550	550	800
Центральный угол, *град*	70 и 60	90	180	180
Ширина щели решетки, *мм*	1,8	1,2 и 3	1; 1,5 и 2	0,5
Материал колосников	Сталь	Нержавеющая сталь		
Загрузочная щель (регулируемая), *мм*	5—30	15—30	0—30	90—140
Производительность по питанию, $м^3/ч$	75 *т/ч*	До 200	300—400	450—500
Масса, *кг*	616	290	508	836
Завод-изготовитель	—	Кадиевский завод гидрооборудования (по чертежам завода угольного машиностроения им. Пархоменко, г. Ворошиловград)		

Номинальная крупность $d_н$, *мм* . . .	0,2	0,3	0,4	
Ширина щели s, *мм*	0,6	0,7	0,8	
Номинальная крупность $d_н$, *мм* . . .	0,5	0,6	0,8	1,0
Ширина щели s, *мм*	1,0	1,1	1,4	1,6
Номинальная крупность $d_н$, *мм* . . .	1,5	2	2,5	3
Ширина щели s, *мм*	2,2	2,5	3	3,2

По данным зарубежных фирм [122, 124] объемная производительность Q_0 дугового грохота ориентировочно определяется по формуле

$$Q_0 = 160Fv, \ м^3/ч, \qquad (22)$$

где F — площадь живого сечения сита, $м^2$;
v — скорость подачи пульпы, $м/сек$.

По другим данным [44] удельная объемная производительность на единицу площади q_0 зависит от ширины щели и определяется по формуле

$$q_0 = 170\sqrt{s}, \ м^3/м^2 \cdot ч, \qquad (23)$$

где s — ширина щели, *мм*.

Результаты теоретического и экспериментального исследования гидродинамики дугового грохота приведены в работе [43].

§ 12. Валковые (дисковые) грохоты

Рабочая поверхность валковых грохотов образована дисками, насаженными на ряд валков, вращающихся в направлении подачи материала. Применяются круглые диски (эксцентричные по отношению к осям валков) или фасонные (сферические треугольники, эллипсоидные насадки и др.).

Обычно отверстия для просеивания квадратные со стороной 50, 75, 100, 125 и 150 *мм*, ширина грохота 1,25 и 1,5 *м*.

В табл. 17 приведены основные параметры валковых грохотов. На рис. 27 показан общий вид валкового грохота ГВ-75—1,5.

Валковые грохоты чаще всего применяют для предварительного грохочения углей (для выделения классов от —150 +0 до —50 +0 *мм*). При грохочении известняка и других неметаллических ископаемых их устанавливают взамен неподвижных колосниковых грохотов перед первичными дробилками.

Объемная производительность валковых грохотов зависит от размеров отверстий и необходимой эффективности грохочения. Она определяется по формуле

$$Q_0 = q_1 aF, \ м^3/ч, \qquad (24)$$

где q_1 — объемная нагрузка грохота, $м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 *мм* щели;
a — сторона квадратного отверстия, *мм*;
F — рабочая площадь, $м^2$.

Если учитывается необходимая эффективность грохочения, то объемную нагрузку q_1 и удельную объемную производительность $q_0 = q_1 a$ валковых грохотов следует принимать примерно такой же, как и для неподвижных колосниковых грохотов по табл. 13 [92].

Таблица 17

Основные параметры валковых грохотов

Параметры	Заводские марки (типоразмер)		
	ГВ-II-75В (ГВ-75—1,5) *	ГВ-II-100В (ГВ-100—1,5)	ГВ-125 (ГВ-125—1,25)
Сторона квадратного отверстия просеивающей поверхности, *мм*	75	100	125
Ширина грохота (расстояние между бортами), *мм*	1500	1500	1250
Рабочая площадь, $м^2$	3,9	3,75	2,35
Количество валков	14	11	7
Окружная скорость дисков (максимальная), *м/сек*	0,91	1,19	1,45
Мощность электродвигателя, *квт*	8	8	8
Ориентировочная производительность, *т/ч*	До 600	До 600	До 350
Масса грохота (без электродвигателя), *т*	5,83	5,93	4,26
Завод-изготовитель	Завод угольного машиностроения им. Пархоменко (г. Ворошиловград)		

* Грохот валковый с отверстиями 75×75 *мм* и шириной 1,5 *м*.

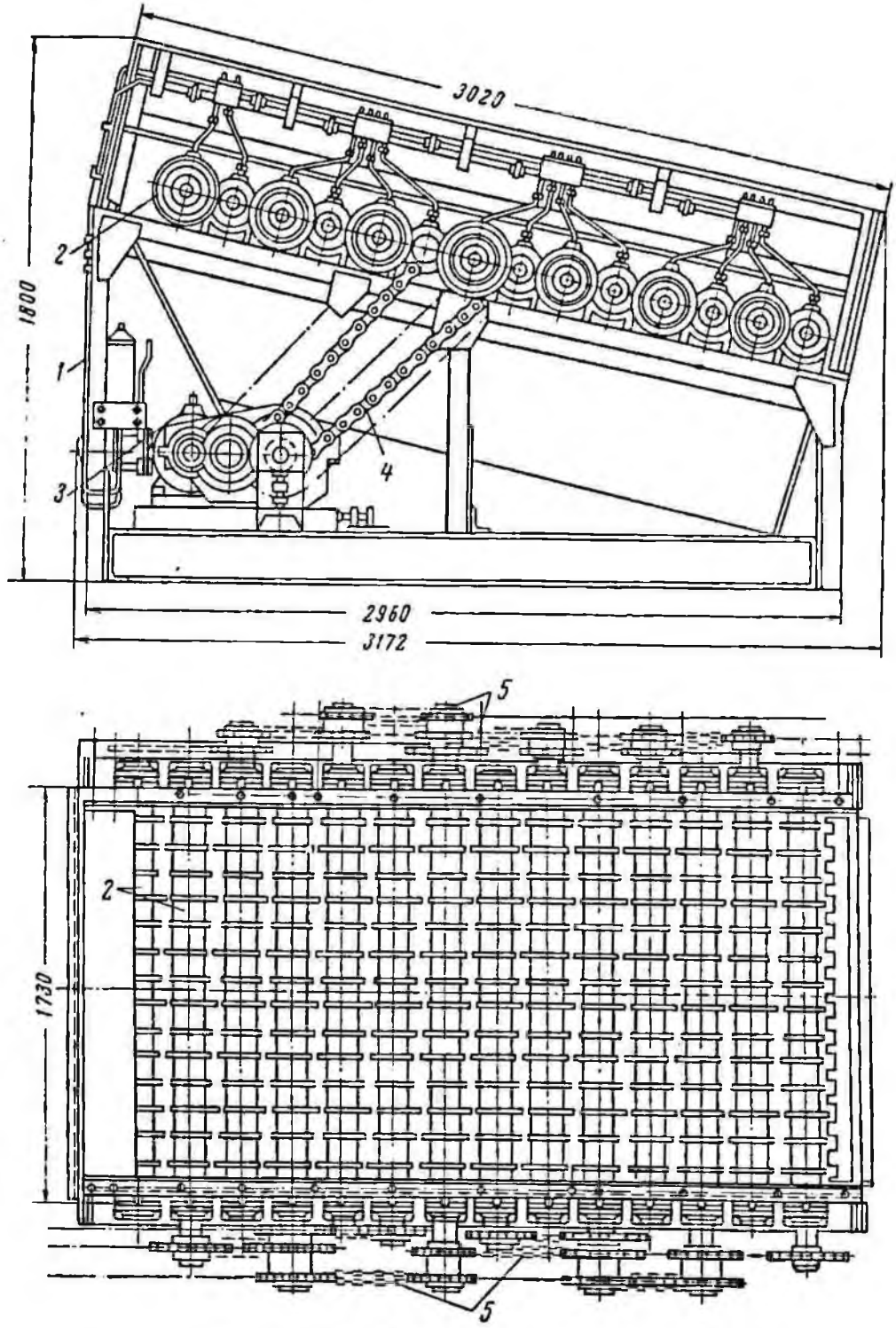


Рис. 27. Грохот валковый ГВ-75—1,5 с эксцентричными дисками:
1 — рама; *2* — валки с дисками; *3* — электродвигатель; *4* — приводная цепь от редуктора; *5* — промежуточная цепная передача к валкам

§ 13. Цепные грохоты и решетки

Цепной грохот представляет собой неподвижную горизонтальную колосниковую решетку, где в зазоры между колосниками пропущены бесконечные цепи, приводимые в движение концевыми звездочками. Шарнирные или корабельные цепи перемещают просеиваемый материал, очищая решетку [92].

Цепные грохоты с продольными цепями на обогатительных фабриках не применяются. Взамен их на некоторых дробильно-сортировочных установках используются подвижные **цепные решетки** конвейерного типа с поперечными колосниками, известные как решетки Росса. Эти устройства состоят из двух цепных конвейеров, несколько отличающихся по длине, благодаря чему нижние (холостые) ветви их провисают неодинаково. В результате между колосниками холостых ветвей образуются увеличенные зазоры, через которые свободно проходят куски подрешетного продукта, просеявшегося через щели верхних рабочих ветвей.

В СССР цепные колосниковые решетки серийно не изготовляются.

§ 14. Грохоты с вибрациями отдельных элементов и вибрационные грохоты с подвижными колосниками

Грохот с вибрирующими колосниками. Продольные колосники в колосниковых грохотах иногда закрепляются консольно (см. рис. 9). Возникающая при работе вибрация колосников способствует очистке решетки. Широкого распространения такие конструкции не получили.

Вибрационные грохоты с местными вибрациями сита представляют собой плоские наклонные грохоты с неподвижно установленным коробом. Сито из тканой сетки наглухо закрепляется в коробе по всему периметру и получает принудительные колебания только в средней зоне. С этой целью к центральной части сита прикрепляется планка, приводимая в колебательное движение от вибратора. Последний выполняется в виде кулачкового механизма или электромагнита [92].

Грохоты с местными вибрациями сита (типа «Лихай» и «Гуммер») ранее широко применялись для тонкого и особо тонкого грохочения (сортировка шлифовальных порошков). В последнее время в СССР они вышли из употребления и используются только на зарубежных установках.

К вибрационным грохотам с **вращающимися колосниками** относится шведский грохот «Луосавара» (рис.28). Его рабочий орган представляет собой короб с наклонной решеткой, образованной поперечными колосниками, которые вращаются на своих осях, причем цапфы колосников закреплены в подшипниках с некоторым зазором. Вся наклонная решетка приводится в колебательное движение от вибратора, помещенного в верхней части короба. По цилиндрическим (трубчатым) колосникам куски материала перемещаются как по рольгангу, чем обеспечивается быстрое передвижение надрешетного продукта. При большой нагрузке колосники лишь вращаются, а при малой — обкатываются в своих гнездах (подшипниках), описывая круговые траектории малого радиуса.

Удельная производительность данного грохота значительно выше, чем обычных вибрационных (инерционных).

Принцип действия вибрационного грохота с вращающимися колосниками основан на том, что стержень (колосник), помещенный в вибрирующем кольце (подшипнике), при определенных условиях

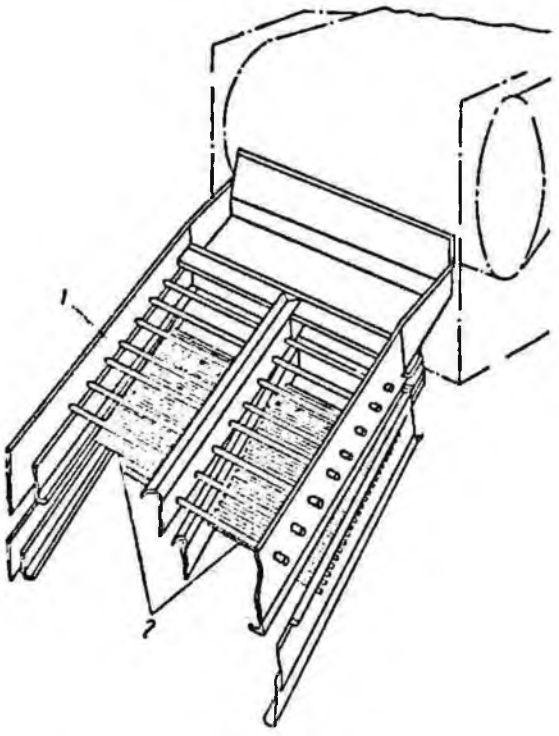


Рис. 28. Грохот типа «Луосавара» с поперечными вращающимися колосниками (шведской фирмы «Арбра»):
1 — короб; *2* — колосники

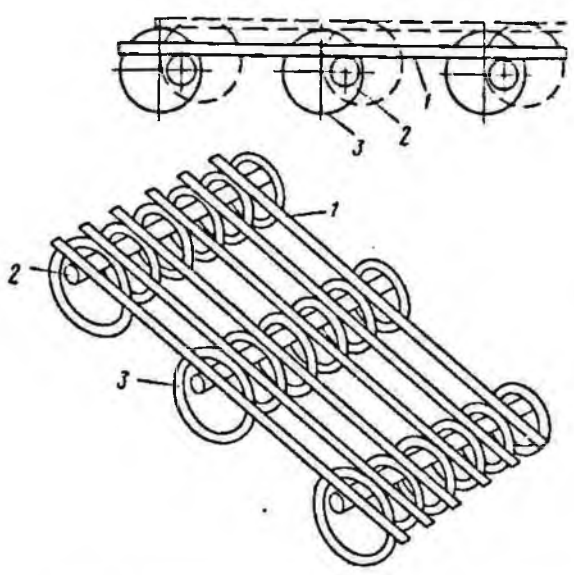


Рис. 29. Колосниковая решетка, вибрирующая при обкатке стержней (грохот фирмы «Бикеба — Циммер»):

1 — колосники; *2* — стержни; *3* — кольца

описывает круговые траектории (обкатывается) с частотой, равной частоте вибраций.

Этот же эффект использован в роторно-вибрационном грохоте (рис. 29). Здесь колебание продольных колосников по круговым траекториям осуществляется под действием вибраций стержней, находящихся внутри колец, с которыми жестко скреплены колосники. Стержни приводятся в круговое движение с малой амплитудой от специального вибратора; колебания колосников решетки имеют в несколько раз большую амплитуду.

§ 15. Барабанные вращающиеся грохоты

Известны барабанные грохоты двух разновидностей: горизонтальные (или слабонаклонные) и вертикальные (с вибрациями барабана).

Барабанные горизонтальные грохоты имеют просеивающую вращающуюся поверхность (решето, сито) цилиндрической (рис. 30), реже конической, формы. Загружаемый в барабан материал продвигается по его внутренней поверхности и рассевается на два продукта — подрешетный и надрешетный. Если требуется получение нескольких продуктов, то решето (сито) барабана собирается из нескольких секций с различными отверстиями, увеличивающимися к разгрузочному концу.

Для обеспечения продольной подачи материала, ось барабана располагается под малым углом α к горизонту (рис. 31). Куски материала под действием сил трения увлекаются внутренней поверхностью вращающегося барабана и поднимаются на высоту H над нижней образующей. После того, как поверхность AB займет положение плоскости естественного откоса, куски начинают скатываться по этой поверхности. Благодаря наклонному положению барабана куски при своем перекатывании одновременно перемещаются относительно начальной плоскости поперечного сечения барабана (по линии AC на рис. 31), продвигаясь вниз, вдоль оси грохота. После прекращения движения кусков они снова подхватываются барабаном и цикл повторяется. В результате траектория движения куска представляет собой зигзагообразную линию $ACA'C'$...

Барабанные грохоты применяются:

для промывки глиносодержащих руд (грохоты носят название промывочных барабанных, или скрубберов) (см. рис. 30);

для промывки и сортировки щебня, гравия и песка (гравиемойки и гравиесортировки); грохот имеет два концентрических барабана — внутренний секционный и внешний (табл. 18);

для сортировки асбестового волокна на асбестообогатительных фабриках и для рассева графитового концентрата; грохот, или «бурат», имеет не цилиндрическую рабочую поверхность, а многогранную призматическую, состоящую из 6—8 плоских сит;

для улавливания скарна и крупных кусков руды, разгружающихся из шаровых и стержневых мельниц вместе с пульпой; для этой цели применяются малые барабанные грохоты (бутары), укрепляемые на разгрузочной цапфе мельницы;

для сортировки изношенных шаров при перефутеровке шаровых мельниц.

В табл. 18 приведены основные параметры промывочных барабанных грохотов и гравиесортировок.

При выборе конструктивных размеров и параметров барабанных грохотов учитывают размер наибольших кусков d_{max} в питании.

Толщина h сегментного слоя материала, находящегося в барабане (см. рис. 31), не должна превышать двойного размера наибольших кусков

$$h \leqslant 2d_{max}. \qquad (25)$$

Наибольший центральный угол, соответствующий сегменту загрузки, должен быть

$$\beta_{max} \leqslant 90°. \qquad (26)$$

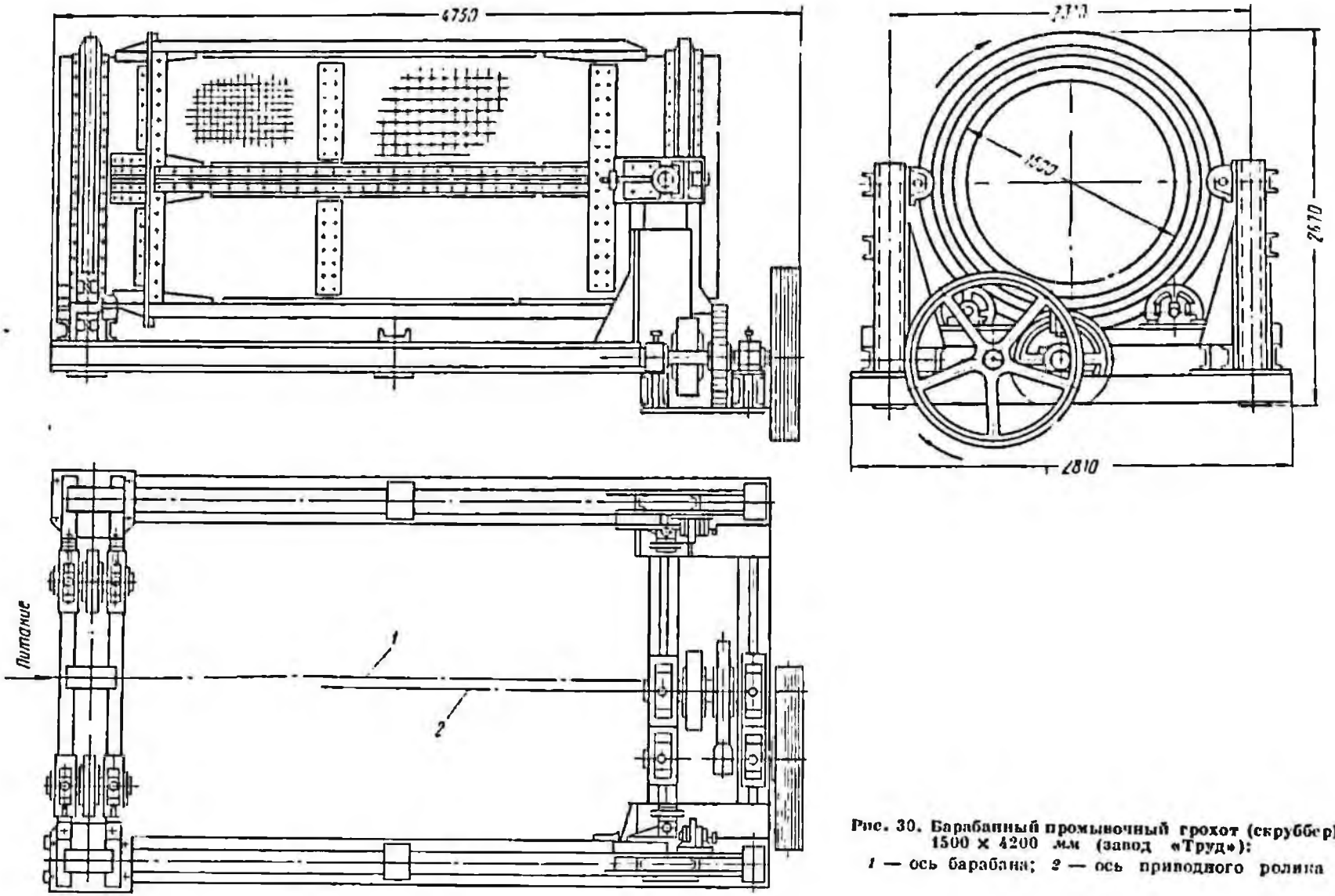


Рис. 30. Барабанный промывочный грохот (скруббер) 1500 × 4200 мм (завод «Труд»):

1 — ось барабана; *2* — ось приводного ролика

Диаметр D барабана должен превышать размер максимального куска не менее чем в 14 раз

$$D \geqslant 14 d_{max}. \qquad (27)$$

Критическая скорость вращения барабана равна

$$n_{кр} = \frac{42{,}4}{\sqrt{D}}, \ об/мин. \qquad (28)$$

Относительная скорость ψ, т. е. отношение действительной скорости вращения барабана к критической $\psi = \frac{n}{n_{кр}}$, берется в пределах 30—45%.

Действительная скорость вращения барабана

$$n = \frac{13}{\sqrt{D}} \div \frac{20}{\sqrt{D}}. \qquad (29)$$

Таблица 18

Основные параметры барабанных промывочных грохотов и гравиесортировок

Параметры	Грохоты барабанные промывочные		Гравимойки и гравиесортировки		
	Обозначения по ГОСТ 6123—65				
	—	—	ГСМЦ 600×4200	ГСМЦ 1000×5400	—
	Заводская марка				
	ГБ-1,5	С-89	С-213А	С-215Б	С-583
Размеры барабана, *мм*:					
диаметр	1500	1330	600	1000	1250
длина	4200	7300	4200	5400	6750
Число секций	2	1	2	4	3
Размеры отверстий решет (сит), *мм*:					
I секции [1]	50	20	—	—	40
II секции	10 × 10	—	20	20	20
III секции	—	—	40	20	10
IV секции	—	—	—	40	—
внешнего барабана	—	—	6	6	3
Угол наклона, *град* . .	3—8	—	6	6	3
Критическая скорость вращения $n_{кр}$, *об/мин*	35	36	54	42,4	38
Действительная скорость вращения n, *об/мин* .	10,4	16	20	15,1	12
Мощность электродвигателя, *квт*	4,5	28	1,7	4,5	20
Максимальный размер кусков в питании d_{max}, *мм*	300	200	80	100	125
Ориентировочная объемная производительность, $м^3/ч$	60—90	75	9—11	37—45 *т/ч*	50—7 100
Расход воды, $м^3/ч$ . . .	—	—	10—25	30—75	
Общая масса установки (с электродвигателем), *т*	5,1	12,6	1,06	2,480	5,25
Завод-изготовитель . .	«Труд»	Усольский завод горного оборудования	Нязепетровский завод строительных машин им. Калинина		

[1] Для марок С-213А и С-215Б первая секция глухая (без отверстий), промывная.

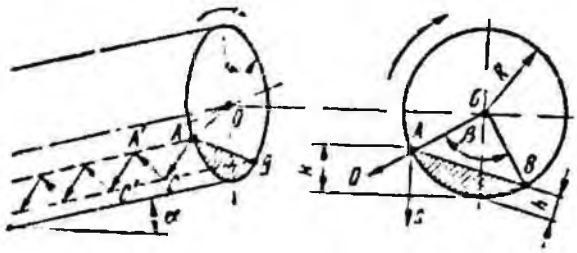
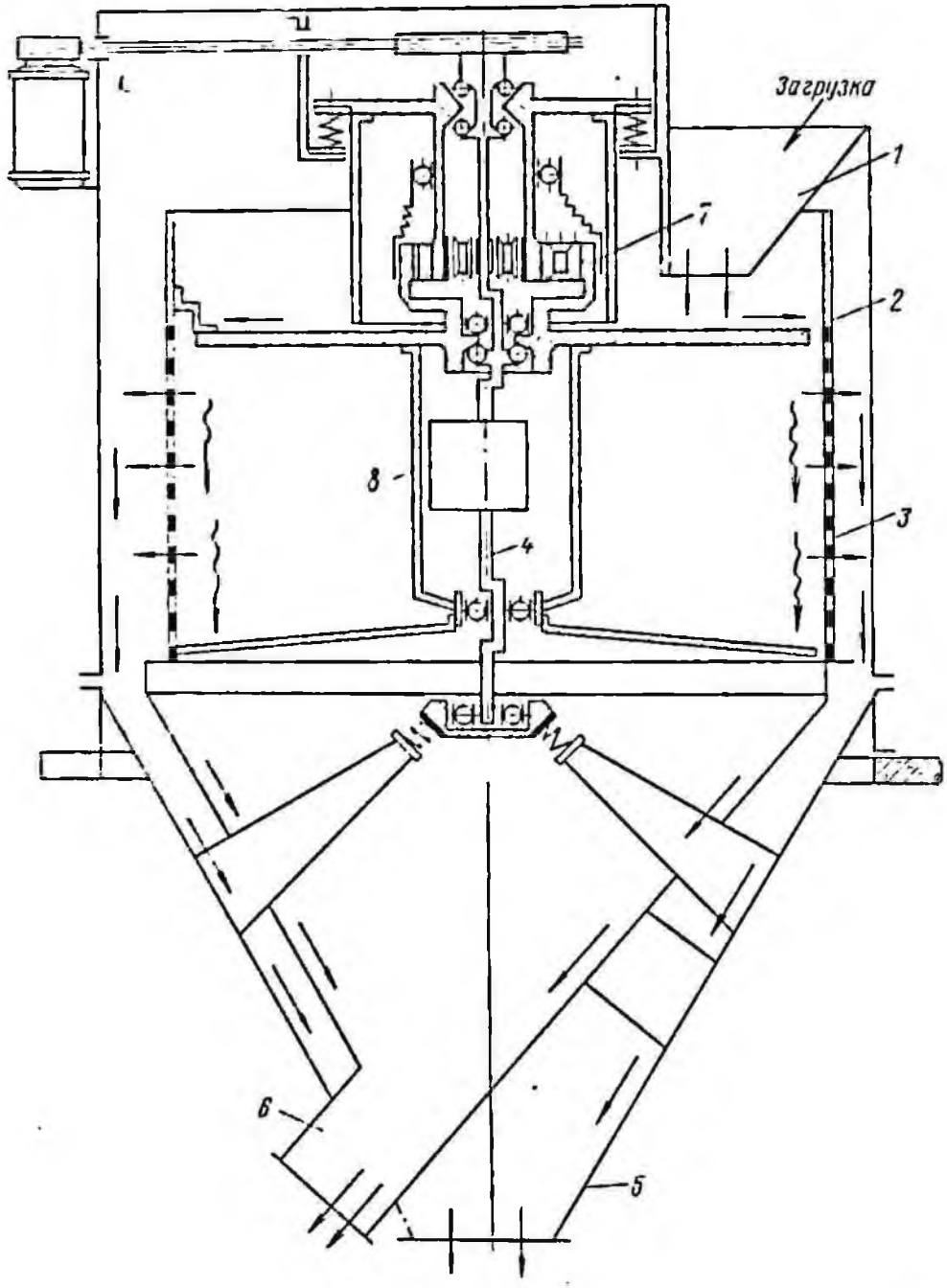


Рис. 31. Схема движения материала в барабанном грохоте

Рис. 32. Вертикальный барабанный вибрирующий грохот:

1 — загрузочная воронка; *2* — диск-питатель; *3* — сито; *4* — эксцентриковый вал; *5* и *6* — воронки соответственно для мелкого и крупного продуктов; *7* — зубчатая передача с внутренним зацеплением; *8* — контргруз



Для гравиемоек относительная скорость принимается в более узком диапазоне

$$\psi = 32 \div 37\% \text{ (табл. 18).}$$

Производительность барабанного грохота, как транспортирующего устройства, может быть определена по формуле Л. Б. Левенсона [72]

$$Q = 600\delta n (\operatorname{tg} 2\alpha) \sqrt{R^3 h^3}, \ т/ч, \quad (30)$$

где R — радиус барабана, $м$;
δ — объемный вес материала в насыпке, $т/м^3$.

При технологическом расчете объемную производительность находят по формуле

$$Q_0 = q_1 a F, \ м^3/ч. \quad (31)$$

В последней формуле объемная нагрузка q_1, $м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 $мм$ отверстия принимается: по [122, 124] — $q_1 = 0{,}035$—$0{,}05$; по [74] — $q_1 = 0{,}05$; по [137] — $q_1 = 0{,}06$—$0{,}22$; по [6] при сухом грохочении $q_1 = 0{,}15$—$0{,}2$, при мокром $q_1 = 0{,}28$; по каталожным данным для I секции грохота ГБ-1,5 ($L_1 = 1800$ $мм$) с отверстиями $a = 50$ $мм$ объемная нагрузка составляет (см. табл. 18)

$$q_1 = 0{,}14 \div 0{,}21, \ м^3/м^2 \cdot ч \text{ на 1 } мм. \quad (32)$$

Расхождение данных обусловлено различием в эффективности грохочения. Малые нагрузки ($q_1 \approx 0{,}05$ $м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 $мм$) относятся к грохочению с высокой точностью (E = 85—90%), а большие (до $q_1 \approx 0{,}15 \div 0{,}20$ $м^3/м^2 \cdot ч$ на 1 $мм$) — к грубому отсеву мелочи с низкой эффективностью грохочения (E = 60—70%).

Расход воды при мокром грохочении составляет от 1,3 до 2,5 $м^3$ на 1 $м^3$ загружаемого материала; нижний предел относится к крупному, а верхний — к мелкому материалу [74].

Вертикальный барабанный грохот [129]. Схема барабанного грохота с вертикальной осью изображена на рис. 32. Материал поступает на диск-питатель, а затем во внутреннюю полость вращающегося вертикального цилиндрического сита. Центробежной силой инерции мелкий материал продавливается через отверстия сита. Помимо вращения барабану придаются вибрации в горизонтальной плоскости от эксцентрикового вала (амплитуда 6,5 $мм$, частота 756—1092 колебаний в минуту). В результате сложения двух горизонтальных центробежных сил, из которых одна — постоянная, а другая периодически изменяется, в определенные моменты давление материала на внутреннюю поверхность барабана уменьшается настолько, что надрешетный материал может свободно падать, перемещаясь вниз вдоль внутренней поверхности барабана на небольшой шаг, после чего снова прижимается к ситу.

Различная скорость вращения барабана и эксцентрикового приводного вала достигается применением эпициклической зубчатой передачи.

Вертикальный барабанный грохот предназначен для мелкого грохочения влажных и липких материалов.

Глава IV

Плоские подвижные грохоты

§ 16. Слабонаклонные грохоты с поперечными и горизонтальные грохоты с продольными несимметричными колебаниями

К группе подвижных плоских грохотов относятся некоторые тихоходные грохоты.

Грохот с поперечными колебаниями устанавливается под небольшим углом наклона (5—6°). В головной части помещен приводной механизм (эксцентрик с вертикальным валом), от которого загрузочный конец короба получает круговые движения в горизонтальной плоскости. Противоположный (разгрузочный) конец его движется по прямолинейной направляющей [92]. Грохот нашел применение в химической промышленности для сухого рассева тонких материалов. В этом случае грохот изготовляется многоситным. Под каждым ситом устанавливаются колосниковые решетки с перегородками, образующими ячейки, в которые помещены резиновые шары (мячи). Последние подбрасываются при столкновениях с колосниками и перегородками, ударяют о сетки снизу, чем способствуют автоматической очистке сеток от застревающих в них частиц.

К горизонтальным грохотам с продольными несимметричными колебаниями относятся грохоты-конвейеры, совершающие продольные колебания в плоскости самого рабочего органа, причем скорость движения в период прямого и обратного хода изменяется по разным законам. В результате диаграмма скоростей становится несимметричной, отчего находящийся на сите материал за каждый цикл проскальзывает вперед на бо́льшее расстояние, чем назад. Несимметричная скоростная диаграмма осуществляется

с помощью дифференциальных приводных механизмов. Одним из старейших является двухкривошипный механизм, применяемый в грохоте Маркуса [92]. Вследствие неуравновешенности эти грохоты, применявшиеся ранее на дробильно-сортировочных фабриках, вышли из употребления.

Сходным по принципу действия является грохот-конвейер с бигармоническим вибратором (рис. 33). К загрузочному концу грохота-конвейера крепится вибропривод, представляющий собой сочетание двух двухвальных вибраторов направленного действия.

Основной вибратор состоит из двух дебалансных грузов, валы которых соединены шестеренной передачей и вращаются в противоположные стороны с угловой скоростью $\pm\omega$ (в этом случае вектор результирующей центробежной силы инерции всегда совпадает с продольной осью машины OO'). Дополнительный вибратор имеет ту же конструкцию, но его дебалансные грузы вращаются с удвоенной угловой скоростью $\pm 2\omega$, причем их валы связаны шестеренной передачей не только между собой, но и с валами основного вибратора. Вследствие этого оба вибратора синхронизированы и сшифазированы. В результате сложения двух гармонических колебаний скорость рабочего органа имеет вид кривой, несимметричной относительно своей средней точки. Благодаря этой асимметрии путь, проходимый при скольжении вперед (+), больше, чем при обратном скольжении (—), и результирующее перемещение материала за один цикл имеет положительный знак.

Опытный образец грохота с бигармоническим вибратором прошел успешные испытания в институте Механобр [2].

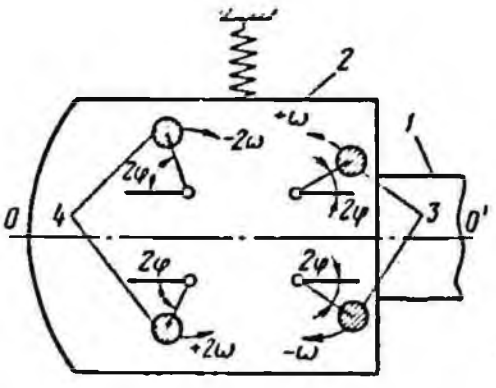


Рис. 33. Схема бигармонического вибратора для грохота-конвейера:
1 — грохот-конвейер; *2* — вибропривод; *3* и *4* — основной и дополнительный вибраторы

§ 17. Плоские грохоты с продольными симметричными колебаниями

Конструктивные типы плоских грохотов с продольными симметричными колебаниями приведены в табл. 19. Основной и важный в технологическом отношении признак — расположение просеивающей поверхности грохота. Она может иметь большой угол наклона (15—26°), быть горизонтальной или иметь малый наклон (5—6°). Наибольшее распространение на рудообогатительных фабриках получили наклонные грохоты, а на углеобогатительных — горизонтальные.

Возможность того или иного расположения рабочего органа определяется видом траектории его колебаний.

Грохоты с круговыми колебаниями (типы I и II) могут работать только при наклонном расположении просеивающей поверхности ($\alpha = 15—26°$), так как в этом случае перемещение материала происходит в основном под действием направленной вдоль сита слагающей силы тяжести [1].

Грохоты с прямолинейными колебаниями работают как в наклонном (тип III), так и в горизонтальном или слабонаклонном положении (типы VII—X). Материал перемещается по просеивающей поверхности в результате воздействия на него (толчков) со стороны рабочего органа.

Промежуточное положение занимает грохот с комбинированным движением (круговым — в загрузочном и прямолинейным — в разгрузочном конце). Грохот устанавливается с малым наклоном $\alpha = 6 — 8°$ (тип VI).

Кинематические классы. Возвратно-поступательные колебательные движения рабочего органа осуществляются различными в кинематическом отношении механизмами.

В пределах каждой из основных разновидностей А (наклонные) и Б (горизонтальные) различаются следующие кинематические классы:

а) класс качающихся грохотов, представляющих собой в целом кинематически определенный механизм, в котором перемещения, скорости и ускорения всех звеньев (в том числе и подвижного рабочего органа) являются строго определенными по величине и направлению и не зависят от величины участвующих в колебаниях

[1] Грохот с круговыми колебаниями может быть только наклонным. Однако наклонный грохот может выполняться не только с круговыми, но и с прямолинейными движениями.

масс (грохоты с кривошипно-шатунным или эксцентриковым приводным механизмом, типы I, V и VI);

б) класс вибрационных грохотов, в которых характер движения рабочего органа зависит от соотношения движущихся масс и упругости гибких опор (грохоты с приводом от дебалансного или электромагнитного вибратора, типы II, III, VII—IX);

в) класс полувибрационных грохотов, занимающий промежуточное положение между первыми двумя; к нему относятся машины, характеризующиеся не полной, а только частичной кинематической определенностью (типы IV и X).

Агрегатность. Наклонные грохоты почти всегда выполняются одинарными: их короб независимо от числа спт в нем колеблется как одно целое. Горизонтальные грохоты (с прямолинейными движениями) изготовляются и как одинарные (тип V) и как сдвоенные (типы IX, X); в последнем случае их рабочий орган состоит из двух отдельных секций, представляющих по существу самостоятельные грохоты, связанные между собой кинематическим звеньями. При этом сдвоенные грохоты могут быть спаренными по длине (последовательное расположение секций, тип IX) или представлять собой двухъярусную конструкцию (параллельное расположение секций, тип X).

С учетом перечисленных признаков конструктивно-технологический тип грохота характеризуется: расположением рабочего органа, кинематическим классом, траекторией колебаний, агрегатностью. Помимо этого, в полную характеристику грохота входит конструкция приводного механизма и система опор подвижного рабочего органа.

Из приведенных в табл. 19 десяти типов грохотов на обогатительных фабриках в настоящее время получили распространение в основном только четыре конструктивно-технологических типа: грохоты инерционные (тип II), грохоты грационные (тип IV), грохоты самобалансные (тип VII), грохоты резонансные (тип IX).

На некоторых фабриках (главным образом углеобогатительных) применяются также грохоты более старых типов — горизонтальные полувибрационные сдвоенные (спаренные и двухъярусные — тип X); на ряде фабрик применяются и новые оригинальные по конструкции электровибрационные грохоты — двух- и трехмассные с вибрирующими колосниками (тип III), а также двухвибраторные с самосинхронизирующимися вибраторами (тип VIII) и др.

Двухкривошипный грохот. Прототипом наклонных грохотов с круговыми колебаниями послужил двухкривошипный грохот (тип I) (рис. 34). Короб вместе с просеивающей поверхностью приводится в движение двумя параллельными эксцентриковыми валами. Валы связаны цепной передачей и потому оба эксцентрика вращаются с одной и той же угловой скоростью и фазой, все точки короба и просеивающей поверхности описывают круговые траектории с радиусом, равным эксцентриситету r. Вследствие своей сложности двухкривошипные грохоты вышли из употребления.

Наклонные вибрационные грохоты (тип II) с круговыми и элептическими колебаниями, одинарные, с одновальным дебалансным вибратором, двухподшипниковые получили наименование инерционных. Принципиальные кинематические схемы вибрационных (инерционных) грохотов изображены на рис. 35 и 36. Схемы различаются в основном конструкцией и геометрической формой гибких опор короба. Если опоры имеют одинаковую жесткость по двум осям — OX (вдоль сетки грохота) и OY (перпендикулярно плоскости сетки), то колебание короба будет чисто круговым. Таковы грохоты с опорами в виде резиновых втулок (рис. 35, *а*), спиральных пружин (рис. 35, *б*), грохоты со звездообразным расположением цилиндрических пружин (рис. 35, *в*).

Если жесткость по обоим взаимно перпендикулярным направлениям неодинакова, то колебания происходят по эллиптическим траекториям. При опорах из плоских овальных рессор (рис. 36, *а*) большая ось эллипса перпендикулярна к плоскости сетки, а при S-образных рессорах (рис. 36, *б*) и с опорами из витых пружин (рис. 36, *в*) — направлена под углом к ней.

В большинстве отечественных инерционных грохотов используются колебательные движения по эллиптическим траекториям.

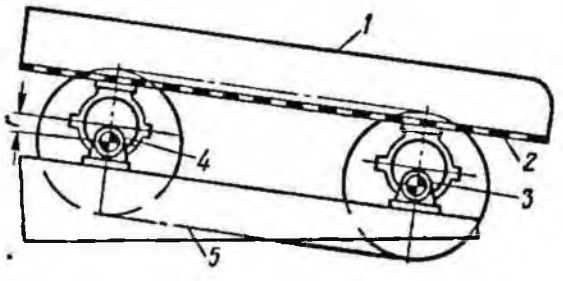


Рис. 34. Схема двухкривошипного грохота:
1 — короб; *2* — просеивающая поверхность; *3* и *4* — эксцентриковые валы; *5* — цепная передача

Показатели	Осно			
	А. Наклонные			
Кинематический класс	Качающиеся	Вибрационные		Полувибрационные
Траектория колебаний	Круговые	Круговые (или эллиптические)	Прямолинейные	Круговые в центре и эллиптические на концах короба
Агрегатность	Одиночная			
Приводной механизм	Два кривошипа	Дебалансный вибратор	Электромагнитный вибратор	Один эксцентрик
Конструктивный тип	Двухкривошипный	Инерционные наклонные (двухподшипниковые)	Электровибрационные наклонные	Гирационные (четырехподшипниковые)
Нумерация конструктивного типа в тексте и номер рисунка	I (рис. 34)	II (рис. 38—42)	III (рис. 44)	IV (рис. 45—47)

В этом случае короб *1*, несущий просеивающую поверхность *2*, опирается на плоские рессоры *3* (рис. 36, *а*) или на витые цилиндрические пружины *3* (рис. 36, *в*). Упругие опоры укреплены на раме *4*, смонтированной на неподвижной строительной конструкции; в некоторых случаях применяется упругая подвеска короба непосредственно к перекрытию или к металлоконструкции (рис. 37, *а*).

В этом случае в подшипниках *5*, укрепленных непосредственно в коробе *1*, вращается рабочий вал *6* со шкивом *7*, приводимым в движение от электродвигателя. С валом жестко связаны дебалансные грузы *8*, при вращении которых возникает центробежная сила инерции

$$Q = m\omega^2 R,$$

где m — масса дебалансных грузов;
ω — угловая скорость;
R — расстояние центра тяжести дебаланса от оси вращения.

Усилие Q является возмущающей силой, под влиянием которой короб совершает колебания на упругих опорах (вибрирует).

Различают простые и самоцентрирующиеся грохоты. Схемы расположения вибраторов у этих грохотов показаны на рис. 37, *а* и 37, *б* (где приняты те же обозначения, что и на рис. 36).

Если ось O_1O_1 вала *6* вибратора проходит через центр тяжести A корпуса, а центр тяжести двух дебалансных грузов *8* (в простом грохоте) находится в точке B, то общий центр тяжести системы при работе грохота будет всегда находиться в неподвижной точке C, лежащей на не-

ными продольными колебаниями

Таблица 10

виые разновидности грохотов

Б. Горизонтальные и слабонаклонные					
Качающиеся		Вибрационные			Полувибрационные
Близкие к прямолинейным (по малой дуге окружности)	Комбинированные (круговые в одном конце и близкие к прямолинейным в другом)	Прямолинейные или близкие к прямолинейным (по малой дуге окружности)			Близкие к прямолинейным (по малой дуге окружности)
ные				Сдвоенные (спаренные по длине)	Сдвоенные (спаренные по длине и двухъярусные)
Кривошипный привод	Кривошипный привод	Самобалансный (двухвальный) вибратор	Два дебалансных синхронизированных вибратора	Кривошипный привод	Кривошипный привод
Кривошипные на наклонных стойках (или подвесках)	Кривошипные со сложным движением	Самобалансные	Двухвибраторные (с самосинхронизирующимися вибраторами)	Резонансные	На шарнирных стойках (или подвесках) с шарнирно подвешенным приводом
V (рис. 50)	VI	VII (рис. 52)	VIII (рис. 55—56)	IX (рис. 57)	X

которой прямой OO (рис. 37, *а*). При частоте колебаний, далекой от резонанса, действительна пропорция

$$\frac{r}{R} \approx \frac{G}{P}, \qquad (33)$$

где r — амплитуда колебаний короба (расстояние AC между центрами тяжести короба и системы);
R — расстояние BC центра тяжести грузов от точки C;
G — вес дебалансных грузов;
P — вес рабочего органа (короба с сеткой).

Если вследствие чрезмерного увеличения нагрузки или налипания руды на сито вес рабочего органа P увеличился против расчетного, то амплитуда колебаний r автоматически соответственно уменьшится. Скорость движения материала по ситу при этом также уменьшается. Значительная перегрузка может привести к недопустимо малой скорости и завалу грохота.

Недостаток простого вибрационного грохота — подвижность центра O_1 приводного шкива *7* (даже при нормальной нагрузке грохота): центр O_1 описывает круговые траектории радиуса r, что требует применения длинной ременной передачи и исключает использование короткой клиноременной. Этот дефект устранен в самоцентрирующемся грохоте (рис. 37, *б*), где вал OO_1AO_1O изготовляется эксцентричным (колепчатым). Дебалансные грузы *8* подбираются так, чтобы достигалось равенство

$$G_0 R = P r_0, \qquad (34)$$

где r_0 — эксцентриситет коленчатого вала;
G_0 — вес грузов, соответствующих этому эксцентриситету.

При соблюдении этого условия центр приводного шкива 7, находящийся на прямой OO_1, остается в пространстве неподвижным (при обычной нагрузке), как это следует из сопоставления двух последних формул, и потому возможно применение короткой клиноременной передачи. Инерционные грохоты выполняются обычно как самоцентрирующиеся.

Балансировка инерционного грохота. Вибратор самоцентрирующегося грохота не нуждается в тщательной балансировке. Когда дебалансные грузы 8, укрепляемые попарно на дисках 9 (рис. 37, *б*), взяты слишком малого веса (или предельно раздвинуты на своих дисках), то грохот будет описывать круговые траектории малого радиуса ρ, меньшего, чем эксцентриситет вала r_0. Если же грузы увеличить (или сблизить на дисках), так, чтобы достигалось равенство статических моментов по формуле (34), то амплитуда колебаний корпуса грохота a будет равна эксцентриситету вала r_0. Еще более увеличивая вес дебалансных грузов, можно получить колебания, амплитуда которых будет больше эксцентриситета вала. Так, если дебалансные грузы взяты весом G, большим, чем «равновесный» G_0, в k раз, т. е.

$$\frac{G}{G_0} = k, \qquad (35)$$

то центр O приводного шкива (рис. 37, *б*) не будет оставаться в одной точке пространства, а начнет описывать окружность, радиус которой ρ приблизительно будет

$$\rho = r_0 (k - 1). \qquad (36)$$

Амплитуда колебаний корпуса при этом будет

$$a = r_0 + \rho = k r_0. \qquad (37)$$

Например, при $r_0 = 2$ *мм* и коэффициенте увеличения грузов $k = \frac{G}{G_0} = 1{,}5$ ампли-

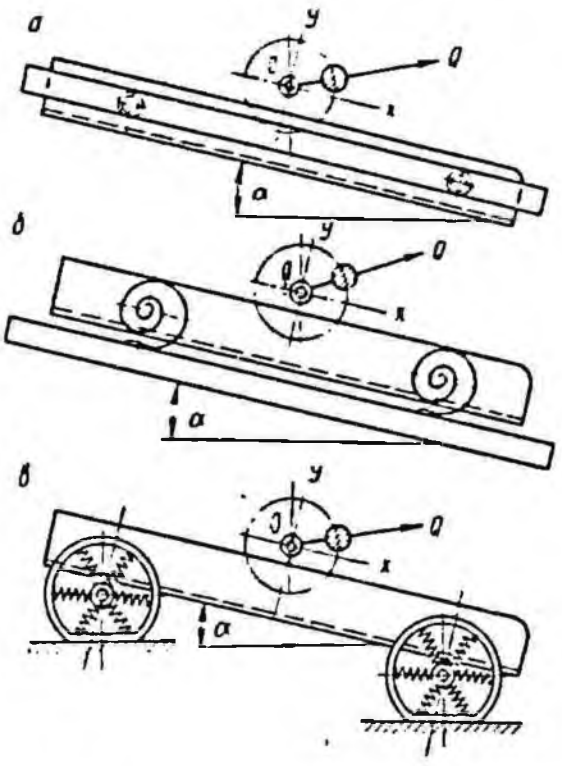


Рис. 35. Кинематические схемы инерционных грохотов с круговыми колебаниями:
а — с опорами из резиновых втулок; *б* — то же на спиральных пружин; *в* — то же в виде звездообразно расположенных пружин

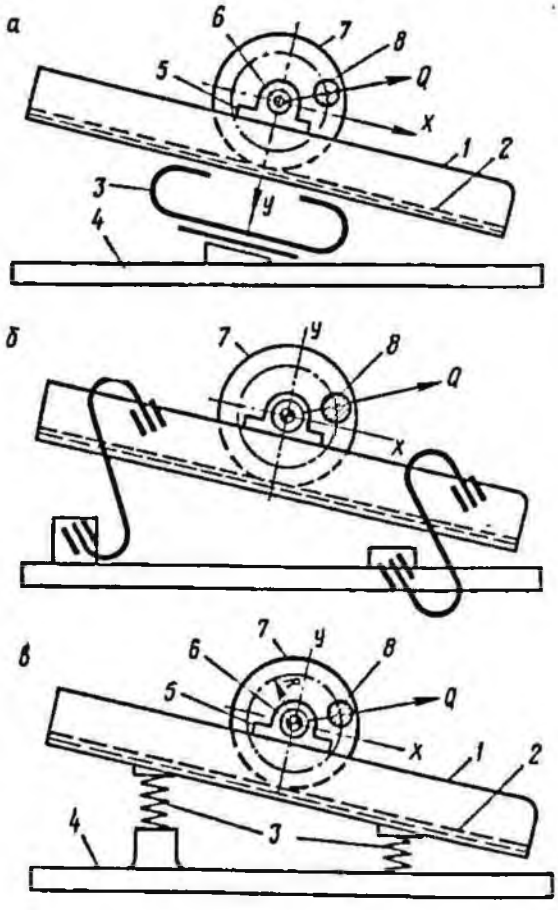


Рис. 36. Кинематические схемы инерционных грохотов с эллиптическими колебаниями

туда колебаний корпуса составит

$$a = kr_0 = 1{,}5 \cdot 2 = 3 \text{ мм},$$

а радиус окружности, описываемой центром шкива, будет

$$\rho = r_0 (k-1) = 2(1{,}5-1) = 1 \text{ мм},$$

что нечувствительно для клиноременной передачи.

Если дебалансные грузы взяты в точности по условию (33) или (34), то коэффициент k в формулах (35) и (37) равен единице, откуда по формуле (36) $\rho = 0$, т. е. при соблюдении соотношения (34) центр O приводного шкива остается в пространстве неподвижным. Это и дало основание к наименованию грохотов подобного типа «самоцентрирующимися».

Вибрационные простые, вибрационные самоцентрирующиеся, а также полувибрационные грохоты при равной фактической амплитуде (полуразмахе) колебаний a, одинаковой скорости вращения вала n (*об/мин*) и одинаковом угле наклона сетки α обеспечивают совершенно равноценные технологические показатели (производительность, эффективность), так как все условия движения рабочей сетки (перемещения, скорости и ускорения ее) остаются одинаковыми. Вследствие этого различия между соответствующими марками грохотов сводятся лишь к конструктивным, но не к технологическим их особенностям.

Наклонные вибрационные грохоты с дебалансным вибратором (двухподшипниковые) изготовляются трех типов: легкие (насыпной вес материала $\gamma = 1$ *т/м*^{3}), средние (до $\gamma = 1{,}6$ *т/м*^{3}) и тяжелые (до $\gamma = 2{,}5$ *т/м*^{3}).

Инерционные грохоты изготовляются машиностроительными заводами в соответствии со стандартом, но в различных конструктивных исполнениях, отличающихся формой упругих опор, их расположением, а также наличием или отсутствием укрытия.

Инерционные **грохоты легкого типа** монтируются на подвесках (по схеме рис. 37, *а*) или на металлических опорах. В первом случае гибкие опоры (пружины) встраиваются в подвески, концы которых закрепляются в перекрытии здания; во втором — гибкие опоры крепятся к металлоконструкциям. Применяются варианты опор в виде цилиндрических витых пружин (по схеме рис. 36, *в*) и плоских овальных рессор (по схеме рис. 36, *а*).

Инерционные **грохоты среднего типа** ГИС обычно имеют подвесную конструкцию (рис. 38).

Основные параметры грохотов ГИС (рис. 38, 39, 40) по данным заводов-изготовителей приведены в табл. 20.

Особенностью ГИС42 является наличие укрытия, смонтированного непосредственно на коробе.

Инерционные **грохоты тяжелого типа** ГИТ имеют наибольшее распространение при грохочении руд. Основные параметры их приведены в табл. 21. Общий вид и размеры грохотов 171-Гр—173-Гр показаны на рис. 41, 42.

Характерной особенностью грохотов 173-Гр, ГИТ52, 185^Б-Гр и ГИТ51А является расположение их в укрытии — в металлической камере, из которой запыленный воздух отсасывается вентилятором.

К особо крупным типоразмерам относятся 185^Б-Гр (2000 × 4000; площадь

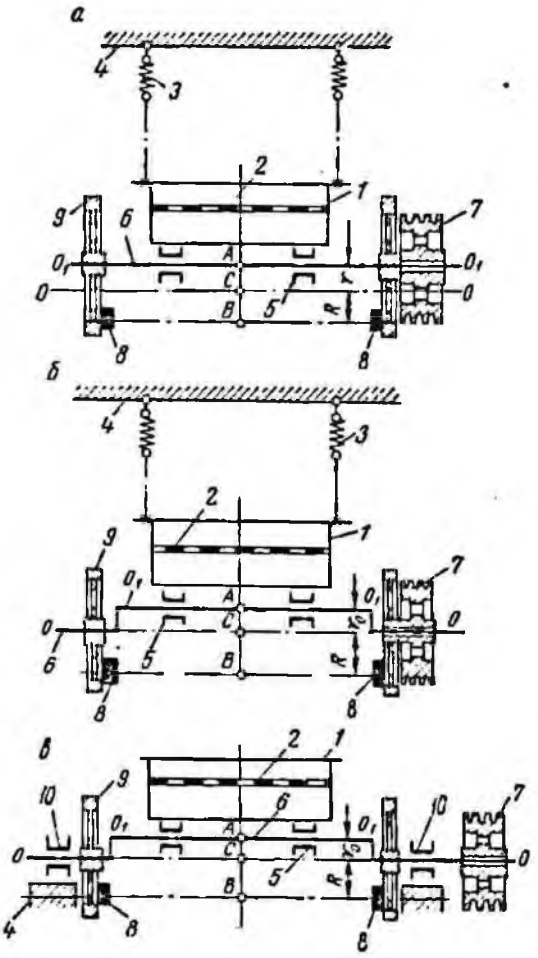


Рис. 37. Разрезы грохотов по оси вибраторов и эксцентрикового вала:

а — простой вибрационный грохот; *б* — самоцентрирующийся грохот; *в* — гирационный грохот (полувибрационный четырехподшипниковый)

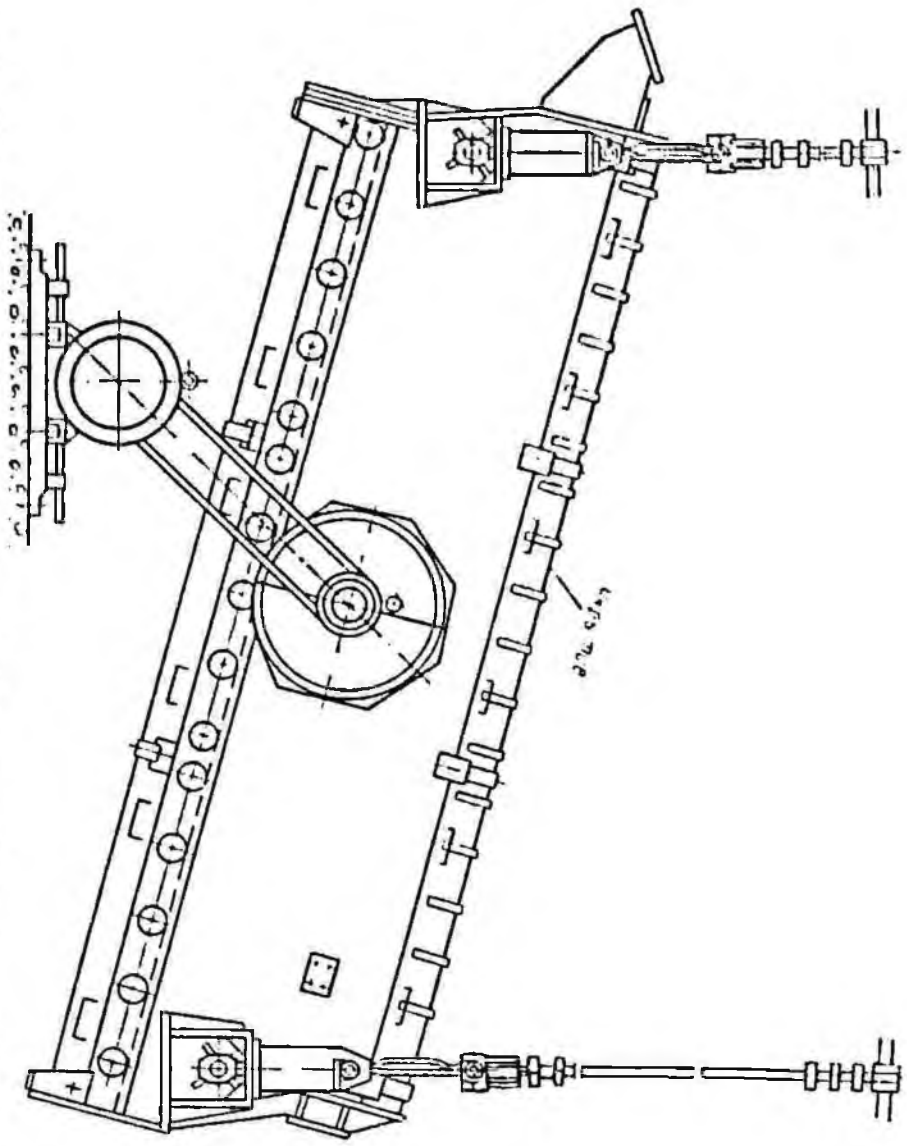


Рис. 38. Инерционный грохот среднего типа (ГИС42), подвесной с укрытием (табл. 20)

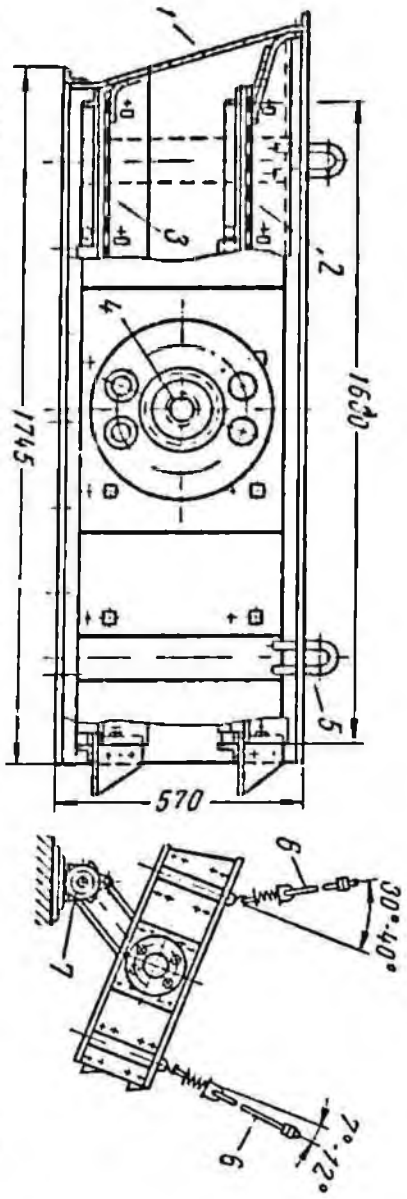


Рис. 39. Инерционный грохот 800 × 1600 мм (полупромышленных размеров) двухситный подвесной (табл. 20):
1 — короб; *2* — верхнее сито; *3* — нижнее сито; *4* — рабочий вал с вибратором; *5* — подвесок; *6* — подвеска; *7* — электродвигатель

Таблица 20

Основные параметры наклонных инерционных грохотов

Параметры	Грохоты среднего типа				Грохоты полупромышленных размеров				Грохоты с электрообогревом нижнего сита
	Обозначения по ГОСТ 10745—69								
	ГИС32	ГИС42	ГИС52	ГИС62					
	Заводская марка								
	С-740	С-784	С-785	—	ГЖ-1	ГЖД-1	ГЖ-2	ГЖД-2	ГУП Пк-Эп
Размеры просеивающей поверхности:									
ширина, *мм*	1250	1500	1750	2000	400	400	800	800	1250
длина, *мм*	3000	3750	4500	5000	800	800	1600	1600	4000
площадь одного сита, *м²*	3,75	5,5	8	10	0,32	0,32	1,3	1,3	5
Количество сит	2	2	2	2	1	2	1	2	2
Размеры отверстий сит, *мм*:									
верхнего	40×40	40×40	40×40	—	2; 4; 6; 12; 16; 20	3,5×3,5	4, 6; 14; 18; 24; 30	3,5×3,5	12×12
нижнего	12×12	12×12	12×12	—	—	1,6×1,6	—	1,6×1,6	6×6
Допускаемая крупность исходного материала, *мм*	До 100	До 150	До 150	До 150	—	—	—	—	До 150
Угол наклона короба, *град*	10—25	10—25	10—25	10—25	До 25	До 25	До 25	До 25	5—15
Амплитуда (полуразмах) колебаний короба, *мм*	2,5—4 (3)	2,5—4 (4,5)	2,5—4 (3,7)	2,5—4	3	3	3	3	—
Скорость вращения вала вибратора, *об/мин*	1200	1200 (800)	1200 (800)	1200	1800	1800	1420	1420	900
Ориентировочная производительность (каталожная), *т/ч*	—	—	—	—	13,5	15—7,5	До 56	—	До 50
Мощность электродвигателя, *квт*	10	10	17	17	0,6	0,6	1,7	2,8	6+80 (на обогрев)
Масса грохота (без электродвигателя), *кг*	2600 (2193)	3300 (3250)	4000 (3700)	6000	138	146	632	589	3700
Завод-изготовитель	Костромской завод «Стромашина»			—	Верхне-Уфалейский завод (по чертежам завода им. Котлякова)				Завод угольного машиностроения им. Пархоменко (г. Ворошиловград)
Номер рисунка в тексте	—	Рис. 38	—	—	—	—	—	Рис. 39	Рис. 40

Таблица 21

Основные параметры наклонных инерционных грохотов тяжелого типа

Параметры	Обозначения по ГОСТ 10743–69					
	ГИТ42	ГИТ61	ГИТ62	ГИТ81	ГИТ71	ГИТ51А
	Заводская марка					
	172-Гр	173-Гр (с укрытием)	ГИТ52 (с укрытием)	185Б-Гр (с укрытием)	ГИТ71 (без укрытия)	ГИТ51А (с укрытием)
Размеры просеивающей поверхности:						
ширина, *мм*	1500	1750	1750	2000	2500	1750
длина, *мм*	3000	3500	3500	4000	5000	3500
площадь одного сита, $м^2$	4,5	6	6	8	12,5	6
Количество сит	2	1	2	1	1	1
Размеры отверстий сит (решеток), *мм*:						
верхнего	От 12 до 200					
нижнего	От 12 до 25	—	От 12 до 25	—	—	—
Допускаемая крупность кусков исходного материала, *мм*	До 200	До 350	До 350	До 250	До 800	До 400
Угол наклона короба, *град*	10–30	10–30	10–30	10–30	10–30	10–18
Амплитуда (полуразмах) колебаний короба, *мм*	3–5	4–7	4–7	6–8	6–8	4–5–6 (регулируемая)
Скорость вращения вала вибратора, *об/мин*	700–1000	600–750	600–750	520–650	520–650	720–645–600
Мощность электродвигателя, *квт*	13 (13)	22 (17)	30 (30)	22 (22)	30 (30)	22 (22)
Масса грохота (без электродвигателя), *кг*, не более	4800	8000	12 000	10 000	13 500	6700
Завод-изготовитель	Воронежский завод горнообогатительного оборудования					
Номер рисунка в тексте	Рис. 41	Рис. 42	—	—	—	—

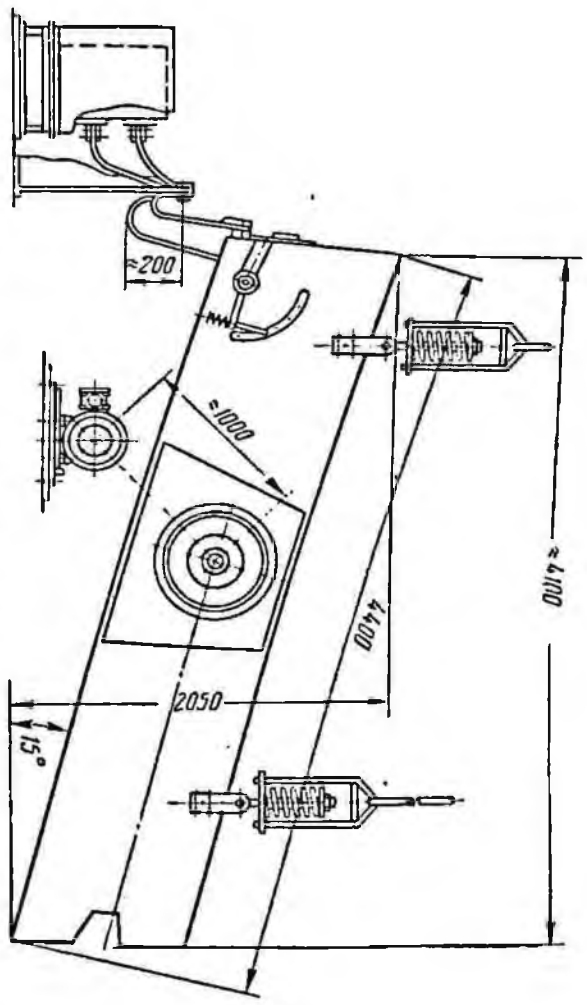


Рис. 40. Инерционный грохот 1250 × 4000 *мм* с электрообогревом нижнего сита (табл. 20)

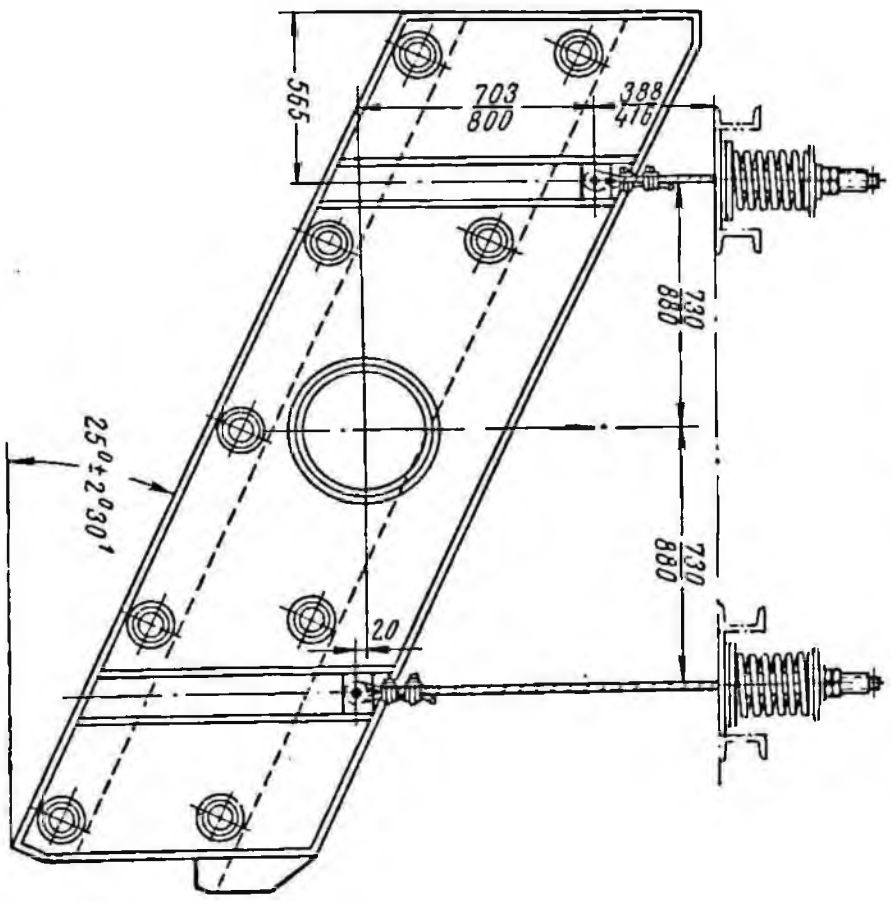


Рис. 41. Инерционные грохоты марок 171-Гр и 172-Гр. В числителе — размеры для 171-Гр, в знаменателе — для 172-Гр (табл. 21)

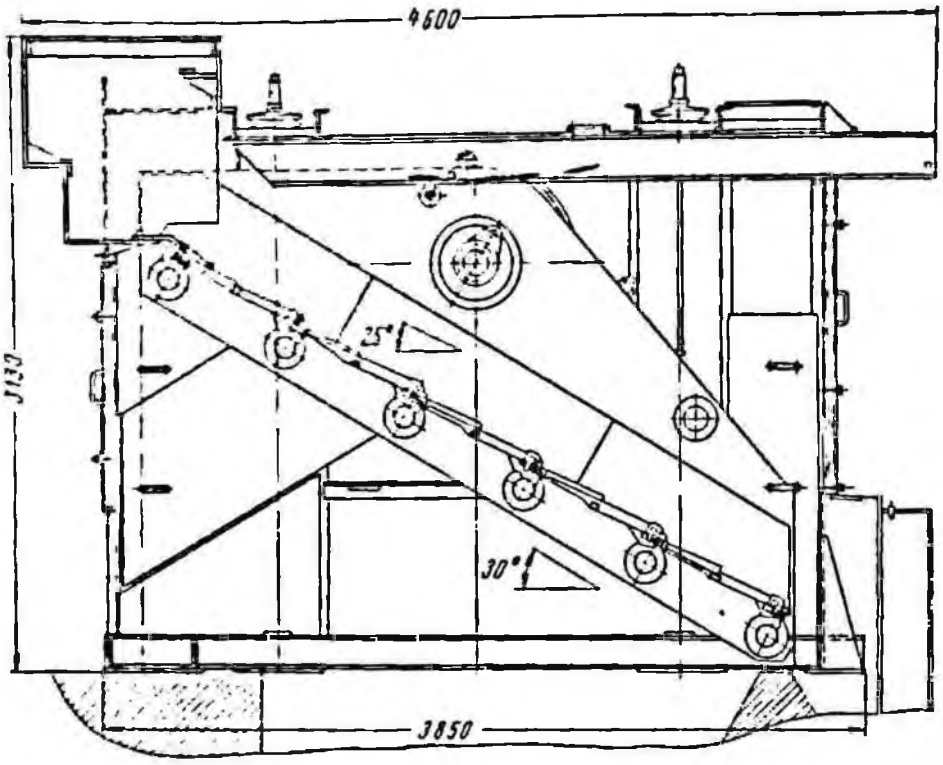


Рис. 42. Инерционный грохот тяжелого типа марки 1ГИ-Гр с укрытием (табл. 21)

$F = 8$ м²) и ГИТ71 (2500 × 5000; $F = 12{,}5$ м²) [1].

Вибраторы. В грохотах инерционного типа применен вибратор с самоустанавливающимися дебалансными грузами (рис. 43), которые занимают рабочее положение автоматически после того, как валом достигнута определенная скорость вращения (больше резонансной). Благодаря этому вся система проходит через резонанс без раскачки как при пуске, так и при выбеге (после выключения электродвигателя). Взаимное расположение обеих половин каждого груза при изменяющейся скорости вращения определяется жесткостью пружины.

В последние годы за рубежом наметилась тенденция к созданию дебалансных вибраторов со встроенными электрическими или пневматическими двигателями в виде так называемых мотор-вибраторов. Это позволяет получить компактный приводной агрегат. Электрические мотор-вибраторы снабжены асинхронными электродвигателями и работают на частотах 1500 и 3000 в минуту. Обмотки и токоподводящие элементы электродвигателей выпускаются в особом виброустойчивом исполнении. Вибраторы снабжены усиленными роликовыми подшипниками. Для отвода тепла в тяжелых вибраторах предусмотрено воздушное охлаждение и непрерывная подача свежей консистентной смазки, которая, попадая в подшипниковый узел, выдавливает отработавшую. Конструкция допускает возможность изменения статического момента вибратора от нуля до максимума перестановкой подвижной части дебалансных грузов [136, 19].

Наряду с мотор-вибраторами выпускаются также компактные пневматические вибраторы, где возмущающая сила создается в результате обкатки стального шарика по кольцевой канавке, находящейся внутри корпуса вибратора. Движение шарика поддерживается струей сжатого воздуха, подводимой в корпус через тангенциальное сопло.

Амплитуда и частота возмущающей силы (число обкаток шарика в минуту) изме-

[1] Описание конструкций, а также указания по монтажу инерционных грохотов приведены в работе [154]. Подробные данные о размерах инерционных грохотов, их габаритные и установочные чертежи и другие сведения приведены в альбоме «Грохоты», Механобр, 1972.

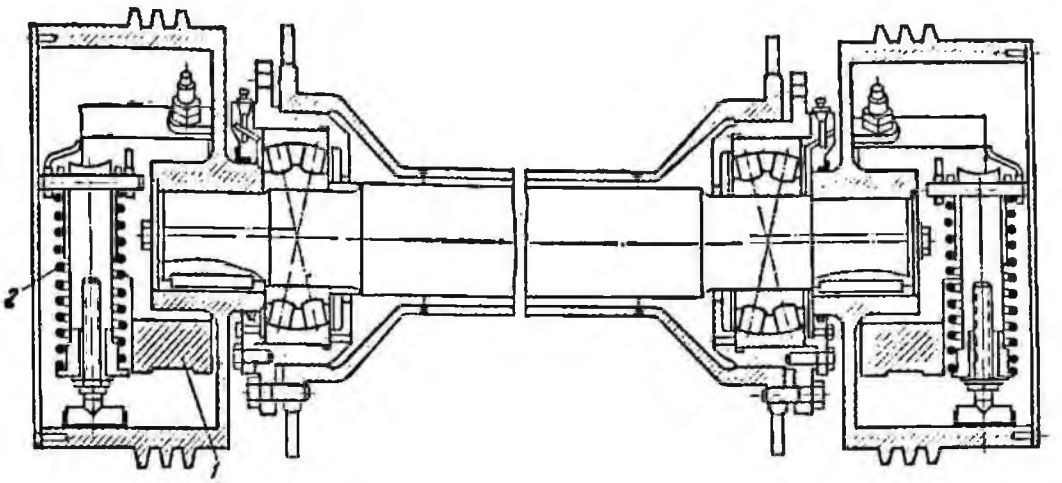
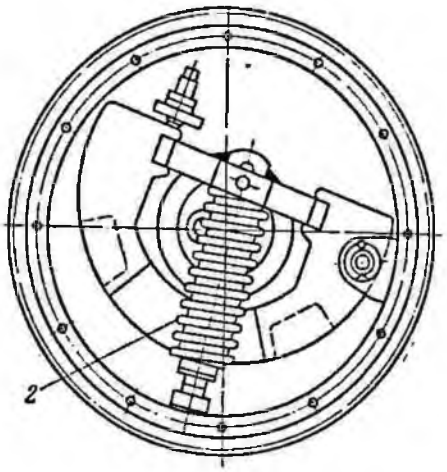


Рис. 43. Вибратор с самоустанавливающимися дебалансными грузами (деталь к рис. 41 и 42):

1 — дебалансный груз; *2* — пружина



няются в зависимости от давления воздуха во входной части сопла [136, 19].

В электровибрационных наклонных грохотах (см. тип III табл. 19) короб совершает прямолинейные колебательные движения, направленные горизонтально, т. е. под углом α к плоскости наклонной колосниковой решетки (рис. 44). Изготовляются грохоты в двух модификациях: как двухмассные (марка Механобра 182А-Гр) и как трехмассные с вибрирующими колосниками (марка Ухтинвальского завода электровибрационных машин ГВК-1 и ГВК-2). Общий вид грохота ГВК-1 показан на рис. 44, основные параметры приведены в табл. 22.

Вибратор — электромагнитный, с большой частотой колебаний и малой амплитудой. Колосники собраны в два комплекта — четные и нечетные. Первые жестко укреплены на коробе, а вторые опираются на упругие детали. Последние представляют собой рессорные концы колосников, образующие дугу в 180°. Жесткость их подбирается так, чтобы обеспечивались вынужденные колебания колосников в резонанс с колебаниями электромагнитной системы.

Конструкция трехмассная: одной массой m_1 служит реактивная масса электровибратора, второй m_2 — короб с присоединенной к нему частью вибратора и половиной колосников, третьей m_3 — масса вибрирующей половины колосниковой решетки. Благодаря наличию резонанса вибрирующие колосники колеблются со сравнительно большой амплитудой (2—3 *мм*) при малой амплитуде короба, что обеспечивает интенсивное подбрасывание материала.

По конструктивным соображениям длина колосников составляет всего 1,5 *м*, а поэтому электровибрационные грохоты используются пока только для сравнительно грубого грохочения (эффективность 70—80%). На металлургических заводах они устанавливаются в доменных цехах под бункерами для кокса.

Гирационные наклонные грохоты (тип IV, табл. 19) полувибрационные с эксцентриковым приводом, четырехподшипниковые. Принципиальная схема грохота показана на рис. 45, а разрез по валу — на рис. 37, *в* [1]. Короб *1* грохота с сеткой *2* приводится в круговые колебательные движения эксцентриковым или кривошипным валом (на рис. 45 изображен эксцентрик). Концы вала *11* находятся

[1] Номера позиций 1,2,4 — 10 на рис. 45 и 37 *в* совпадают.

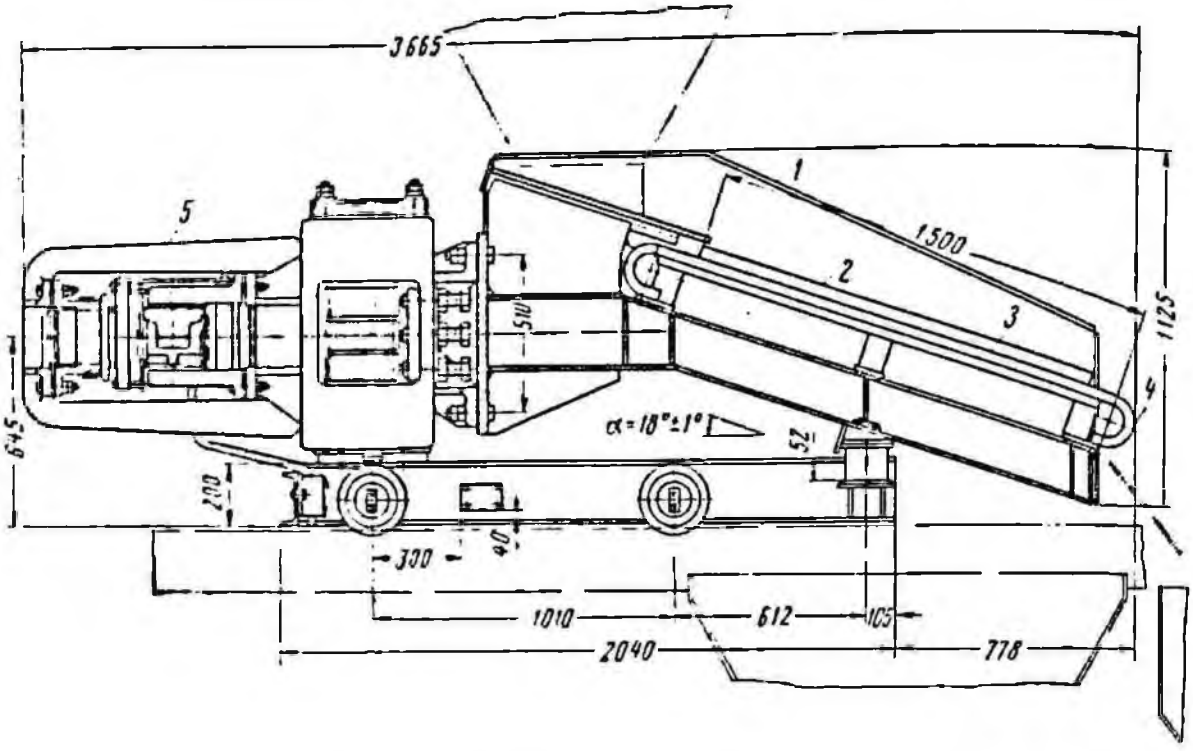


Рис. 44. Электровибрационный наклонный грохот ГВК-1 (табл. 22):
1 — короб; *2* и *3* — соответственно четные и нечетные комплекты колосников; *4* — рессорные концы колосников; *5* — электровибратор

в подшипниках *10*, укрепленных на неподвижной раме *4*. Последняя опирается на фундамент *12* или подвешена на тягах *13*. На валу имеются диски *9*, на которых помещены дебалансные грузы *8*, уравновешивающие короб *1*. Для предотвращения самопроизвольного поворота короба концы его опираются на амортизаторы *14*, укрепленные на основной раме *4* (с пролетом *L*).

Механизм привода существенно отличается от инерционного вибратора. Рабочий вал (см. на рис. 37, *в* — коленчатый вал с геометрической осью OO_1O_1O) покоится в неподвижных подшипниках *10*, укрепленных на опорной раме *4*. Центральная часть вала (участок $O_1 - O_1$) выточена эксцентрично по отношению к геометрической оси $O - O$ наружных подшипников *10*. Эксцентриситет вала r_0, т. е. расстояние между параллельными осями $O_1 - O_1$ и $O - O$, определяет амплитуду круговых колебаний короба *1*. К коробу крепится пара внутренних подшипников *5*, в которых вращается центральная часть $O_1 - O_1$ рабочего вала. В результате амплитуда a короба в отличие от инерционных грохотов является фиксированной

$$a = r_0 = \text{const}. \qquad (38)$$

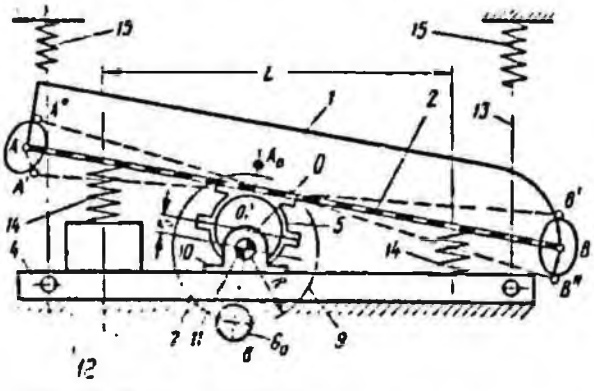


Рис. 45. Схема гирационного грохота (наклонный полувибрационный, эксцентриковый, четырехподшипниковый)

Возникающие при круговых возвратно-поступательных движениях («гирациях») короба центробежные силы инерции компенсируются дебалансными грузами *8*, которые укреплены попарно на дисках *9*, закрепленных на концах вала *11*. Здесь грузы, в отличие от дебалансных грузов инерционных грохотов (см. рис. 37, *б*), не предназначены для возбуждения вынужденных колебаний упругой системы, а служат только для динамического ее уравновешивания.

Гирационный грохот динамически уравновешен, если соблюдается пропорция

$$\frac{r_0}{R} = \frac{G_0}{P}. \qquad (39)$$

Таблица 22

Основные параметры наклонного электровибрационного грохота ГВК-1

Параметры	Показатели
Просеивающая поверхность	Решетка с резонирующими колосниками
Полезная площадь грохочения, $м^2$	2,5
Размер отверстий решетки, *мм*	25; 20; 60
Угол наклона решетки, *град*	18
Амплитуда колебаний колосников (в средней части), *мм*	2—3
Частота колебаний в минуту	3000
Потребляемая мощность, *квт*:	
однофазного тока	4,5
тока возбуждения	0,27
Ориентировочная производительность (каталожная), $м^3/ч$	400
Эффективность грохочения, %	70—80
Масса грохота, *кг*	5600
Завод-изготовитель	Цхинвальский завод электровибрационных машин «Электровибромашина»

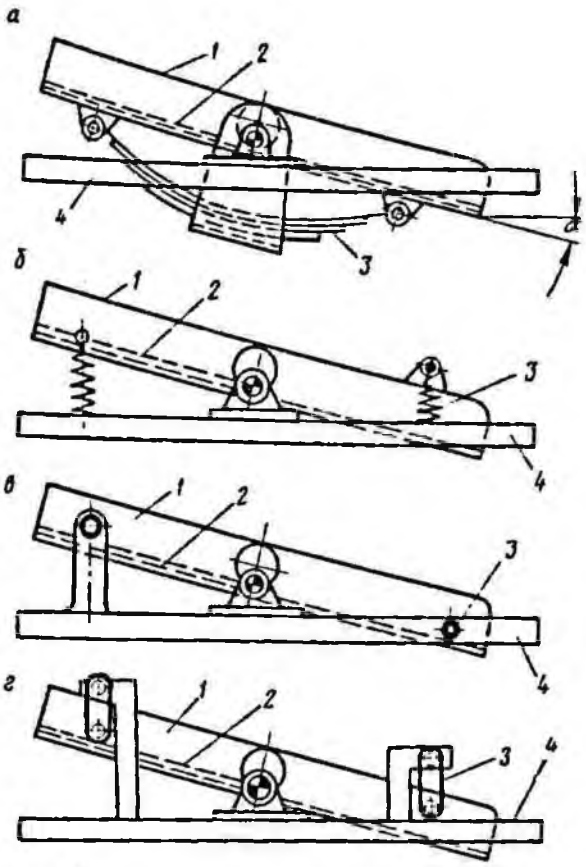


Рис. 46. Варианты амортизаторов гирационных грохотов:

а — из плоских рессор; *б* — из витых пружин; *в* — из резиновых втулок; *г* — из кольцевых резиновых подвесок; *1* — короб; *2* — сетка; *3* — амортизаторы; *4* — рама

Поскольку три величины — эксцентриситет вала r_0, расстояние R грузов от неподвижной геометрической оси $O-O$ и вес грохота P принимают из конструктивных соображений, четвертая величина — вес дебалансных грузов G_0, входящая в формулу (39), должна быть также вполне определенной

$$G_0 = P\frac{r_0}{R}. \qquad (40)$$

Если дебалансные грузы подобраны правильно в соответствии с формулой (40), то будет соблюдаться полное статическое и динамическое уравновешивание вращающихся масс, отчего основная рама *4* (см. рис. 45) не будет передавать вибрации на строительные конструкции. Если же вес дебалансных грузов G_0 недостаточен для уравновешивания короба или, наоборот, слишком велик, то рама вибрирует, передавая колебания на опоры. В практике обогатительных фабрик известны случаи, когда вибрации перекрытий вследствие плохой балансировки гирационного грохота достигали недопустимой по санитарным нормам величины [1].

Установка дополнительных амортизаторов *15* для виброизоляции несущих элементов зданий является во всех случаях обязательной, хотя и не радикальной мерой.

В гирационном грохоте на вал *11* опирается только средняя часть короба *1*, а для поддержания в равновесии его концов применяются гибкие опоры *14*.

Если центр тяжести короба A_0 совпадает с центром O_1 эксцентрика, то весь короб

[1] О балансировке гирационного грохота см. § 29.

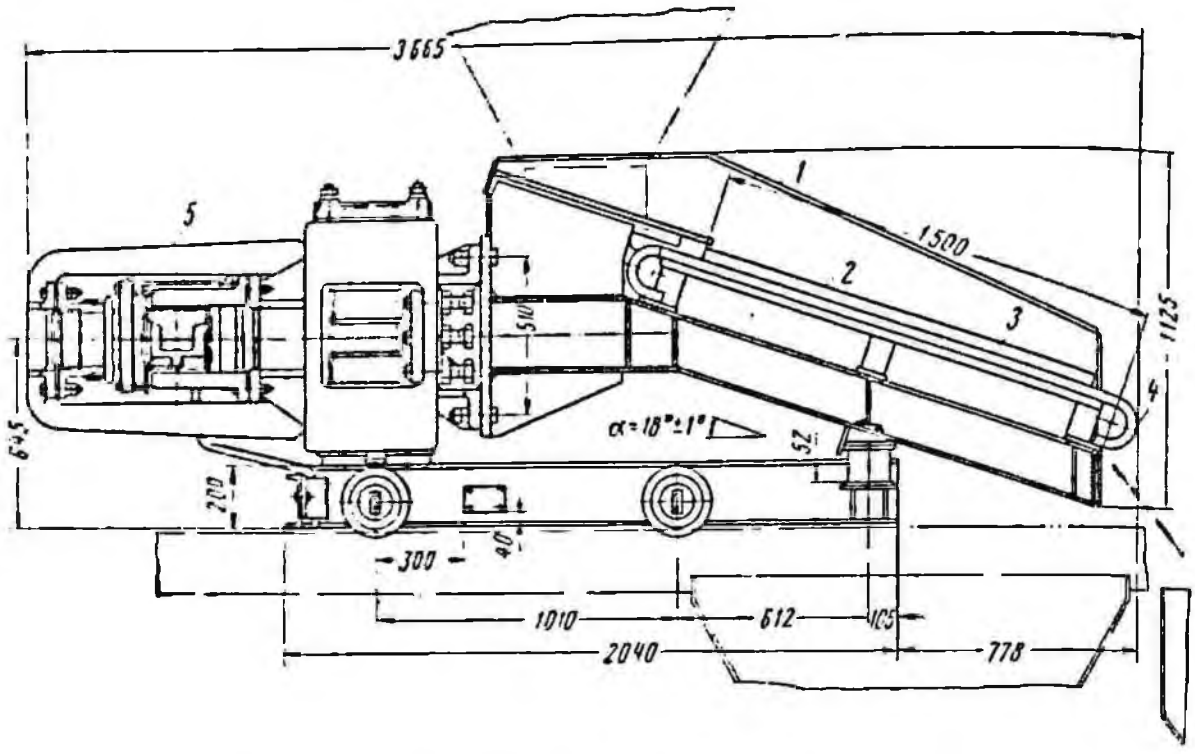


Рис. 44. Электровибрационный наклонный грохот ГВК-1 (табл. 22):

1 — короб; *2* и *3* — соответственно четные и нечетные комплекты колосников; *4* — рессорные концы колосников; *5* — электровибратор

в подшипниках *10*, укрепленных на неподвижной раме *4*. Последняя опирается на фундамент *12* или подвешена на тягах *13*. На валу имеются диски *9*, на которых помещены дебалансные грузы *8*, уравновешивающие короб *1*. Для предотвращения самопроизвольного поворота короба концы его опираются на амортизаторы *14*, укрепленные на основной раме *4* (с пролетом *L*).

Механизм привода существенно отличается от инерционного вибратора. Рабочий вал (см. на рис. 37, *в* — коленчатый вал с геометрической осью OO_1O_1O) покоится в неподвижных подшипниках *10*, укрепленных на опорной раме *4*. Центральная часть вала (участок $O_1 - O_1$) выточена эксцентрично по отношению к геометрической оси $O - O$ наружных подшипников *10*. Эксцентриситет вала r_0, т. е. расстояние между параллельными осями $O_1 - O_1$ и $O - O$, определяет амплитуду круговых колебаний короба *1*. К коробу крепится пара внутренних подшипников *5*, в которых вращается центральная часть $O_1 - O_1$ рабочего вала. В результате амплитуда *a* короба в отличие от инерционных грохотов является фиксированной

$$a = r_0 = \text{const}. \qquad (38)$$

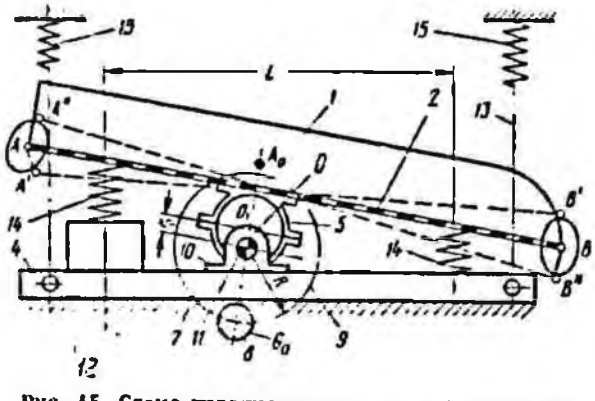


Рис. 45. Схема гирационного грохота (наклонный полувибрационный, эксцентриковый, четырехподшипниковый)

Возникающие при круговых возвратно-поступательных движениях («гирациях») короба центробежные силы инерции компенсируются дебалансными грузами *8*, которые укреплены попарно на дисках *9*, закрепленных на концах вала *11*. Здесь грузы, в отличие от дебалансных грузов инерционных грохотов (см. рис. 37, *б*), не предназначены для возбуждения вынужденных колебаний упругой системы, а служат только для динамического ее уравновешивания.

Гирационный грохот динамически уравновешен, если соблюдается пропорция

$$\frac{r_0}{R} = \frac{G_0}{P}. \qquad (39)$$

Таблица 22

Основные параметры наклонного электровибрационного грохота ГВК-1

Параметры	Показатели
Просеивающая поверхность	Решетка с резонирующими колосниками
Полезная площадь грохочения, $м^2$	2,5
Размер отверстий решетки, *мм*	25; 20; 60
Угол наклона решетки, *град*	18
Амплитуда колебаний колосников (в средней части), *мм*	2—3
Частота колебаний в минуту	3000
Потребляемая мощность, *квт*:	
однофазного тока	4,5
тока возбуждения	0,27
Ориентировочная производительность (каталожная), $м^3/ч$	400
Эффективность грохочения, %	70—80
Масса грохота, *кг*	5600
Завод-изготовитель	Цхишвальский завод электровибрационных машин «Электровибромашина»

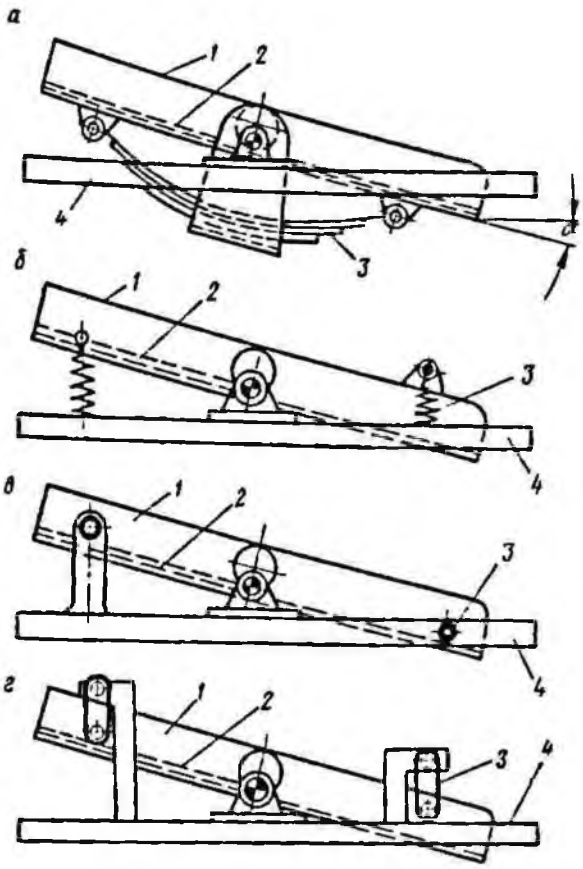


Рис. 46. Варианты амортизаторов гирационных грохотов:

а — из плоских рессор; *б* — из витых пружин; *в* — из резиновых втулок; *г* — из кольцевых резиновых подвесок; *1* — короб; *2* — сетка; *3* — амортизаторы; *4* — рама

Поскольку три величины — эксцентриситет вала r_0, расстояние R грузов от неподвижной геометрической оси $O-O$ и вес грохота P принимают из конструктивных соображений, четвертая величина — вес дебалансных грузов G_0, входящая в формулу (39), должна быть также вполне определенной

$$G_0 = P\frac{r_0}{R}. \qquad (40)$$

Если дебалансные грузы подобраны правильно в соответствии с формулой (40), то будет соблюдаться полное статическое и динамическое уравновешивание вращающихся масс, отчего основная рама *4* (см. рис. 45) не будет передавать вибрации на строительные конструкции. Если же вес дебалансных грузов G_0 недостаточен для уравновешивания короба или, наоборот, слишком велик, то рама вибрирует, передавая колебания на опоры. В практике обогатительных фабрик известны случаи, когда вибрации перекрытий вследствие плохой балансировки гирационного грохота достигали недопустимой по санитарным нормам величины [1].

Установка дополнительных амортизаторов *15* для виброизоляции несущих элементов зданий является во всех случаях обязательной, хотя и не радикальной мерой.

В гирационном грохоте на вал *11* опирается только средняя часть короба *1*, а для поддержания в равновесии его концов применяются гибкие опоры *14*.

Если центр тяжести короба A_0 совпадает с центром O_1 эксцентрика, то весь короб

[1] О балансировке гирационного грохота см. § 29.

Таблица 23

Основные параметры гирационных грохотов (ГГ)

Параметры	Среднего типа		Тяжелого типа		С электрообогревом сит
	Обозначения по ГОСТ 9148—65				
	ГГС-42	ГГС-52	ГГТ-42	ГГТ-52	—
	Заводская марка				
	СМ-652А	СМ-653Б	СМ-572	—	ГГТ-92-ЭП
Размеры просеивающей поверхности:					
ширина, *мм*	1500	1750	1500	1750	1750
длина, *мм*	3750	4500	3750	4500	3500
площадь (одного сита), $м^2$	5,6	7,9	5,6	7,9	6,1
Количество сит	2	2	2	2	2
Размеры отверстий сит, *мм*:					
верхнего	26 × 26	26×26	135 × 135	—	50 × 50
нижнего	5 × 20	5×20	80 × 80	—	12 × 12
Допускаемая крупность кусков исходного материала, *мм*	До 150	До 150	До 400	До 400	До 100
Угол наклона короба, *град*	До 30	До 30	До 30	До 30	15—30
Амплитуда (полуразмах) колебаний (эксцентриситет), *мм*	4	4	4	4—6	3
Скорость вращения рабочего вала, *об/мин*	875	800	900	800—1100	1000—1100
Ориентировочная производительность (каталожная), $м^3/ч$	До 140	До 200	До 250	—	До 75
Мощность электродвигателя, *квт*	13	13	17	22	14
Масса грохота (без электродвигателя), *кг*, не более	3000	4000	7000	10 000	5370
Завод-изготовитель	Выксунский завод дробильно-размольного оборудования				
Номер рисунка в тексте	—	—	Рис. 47	—	—

описывает почти правильные круговые траектории. Однако практически эти точки не совпадают, и потому во время работы грохота короб поворачивается на небольшой угол в одну и другую сторону. В результате сложения колебаний концы грохота описывают эллипсы $AA'A''$ и $BB'B''$ (см. рис. 45), тогда как центральная его часть движется по окружности.

Различные марки гирационных грохотов отличаются конструкцией опор (амортизаторов) и способом их закрепления. Применяются преимущественно металлические опоры — плоские рессоры (рис. 46, *а*) и витые пружины (рис. 46, *б*); иногда находят применение резиновые поддерживающие детали (рис. 46, *в*, *г*).

Основные параметры гирационных грохотов по ГОСТ 9148—65 приведены в табл. 23.

Грохоты малых размеров имеют резиновые амортизаторы (по схеме рис. 46, *в*), а средних и больших — пружинные (по схеме рис. 46, *б*).

Общий вид грохота тяжелого типа показан на рис. 47.

Для рудообогатительных фабрик, обрабатывающих влажные руды, в частности для дробильно-сортировочных, представляет интерес гирационный грохот с элек-

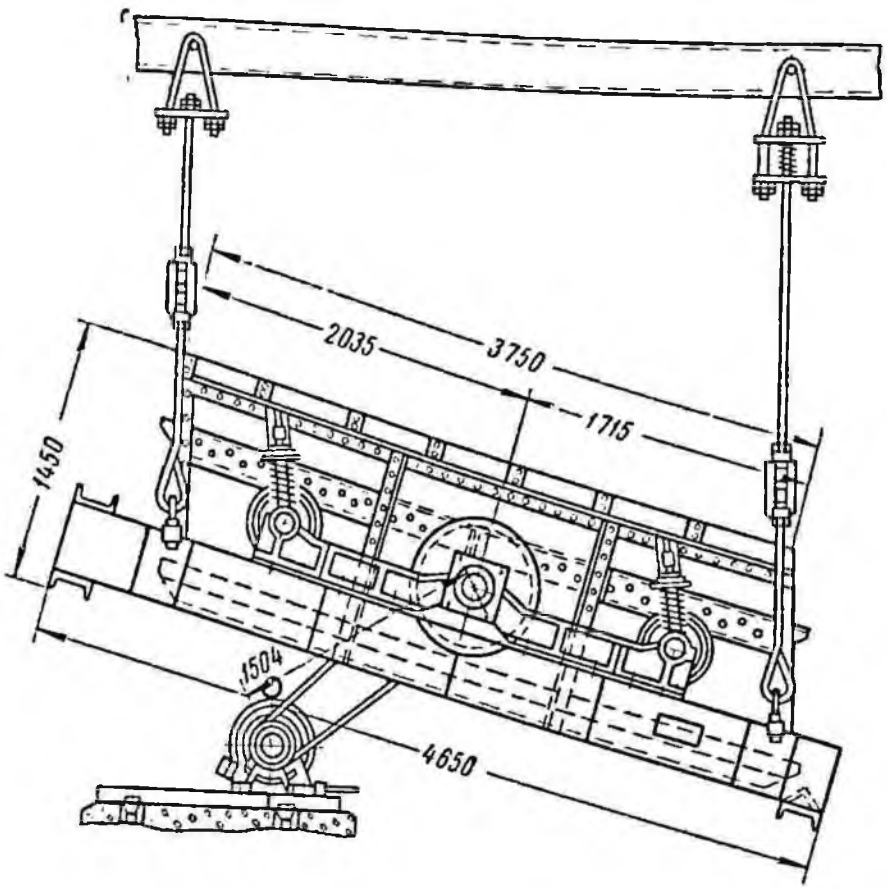


Рис. 47. Гирационный наклонный грохот тяжелого типа ГГТ-42 (1500 × 3750) мм (табл. 23)

трообогревом сит [1]. Основные параметры грохота, конструктивно разработанного Уралмеханобром, приведены в табл. 23. Для преобразования тока спецификацией предусматривается трансформатор ОСУ 80/0,5 (напряжение на высокой стороне 380 *в*, на низкой — 2,8 *в*; максимальная сила тока на низкой стороне 1420 *а*).

К горизонтальным и слабонаклонным грохотам с прямолинейными (направленными) колебаниями относятся: качающиеся (типы V и VI, табл. 19), вибрационные самобалансные (тип VII), двухвибраторные (тип VIII), резонансные (тип IX) и полувибрационные с шарнирно-подвешенным приводом (тип X).

Кинематические схемы всех грохотов с продольными прямолинейными колебаниями и симметричной скоростной диаграммой можно свести к одной обобщенной схеме (рис. 48), по отношению к которой отдельные конструктивные решения являются частными случаями.

Короб грохота может быть прикреплен к неподвижной конструкции с помощью подвесок AB и $A'B'$, либо стоек AF и $A'F'$ (показаны на рис. 48, *а* пунктиром). В обоих случаях опоры образуют некоторый угол β с вертикалью, а сам подвижной короб — угол α с горизонтальной плоскостью. При колебательном движении короба, приводимого в движение от кривошипно-шатунного (OEO') или другого механизма, центры A и A' шарниров перемещаются по малым дугам окружностей большого радиуса (AB или AF).

Вследствие малого угла поворота шарнирных подвесок (или стоек) дуговая траектория движения шарниров будет мало отклоняться от касательной DAD', перпендикулярной к оси подвески AB (или стойки AF) и образующей угол δ с горизонталью (причем $\delta = \beta$).

Линия траектории DAD' составляет угол ε с плоскостью сетки, а линия центров OO_1 (где O — центр приводного вала) образует некоторый угол γ с горизонталью.

Распределение углов показано на рис. 48, *б*. Различные конструктивно-гео-

[1] См. также инерционный грохот с электрообогревом сит на рис. 40.

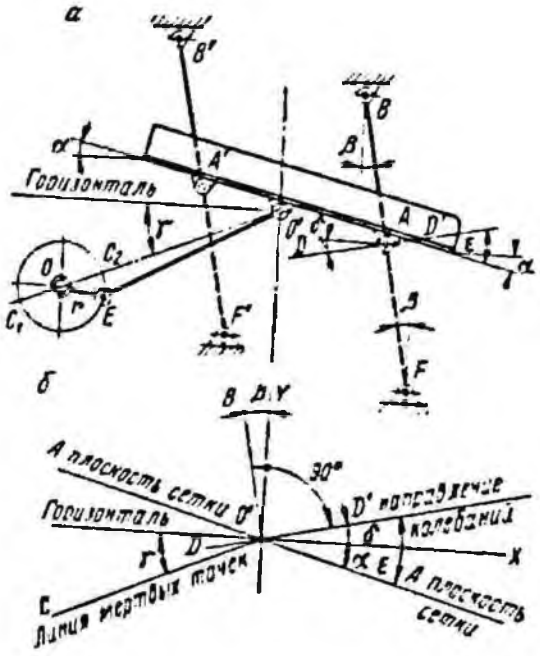


Рис. 48. Обобщенная кинематическая схема грохотов с прямолинейным или близким к нему движением:
а — схема грохота; *б* — угловая диаграмма

метрические схемы грохотов с прямолинейным движением отличаются комбинацией основных углов α, β и γ, а следовательно, и производным углом траектории ε.

Если угол $\alpha > 6°$, то грохот относится к наклонным; при $\alpha \leqslant 6°$ — к слабонаклонным; при $\alpha = 0°$ грохот является горизонтальным.

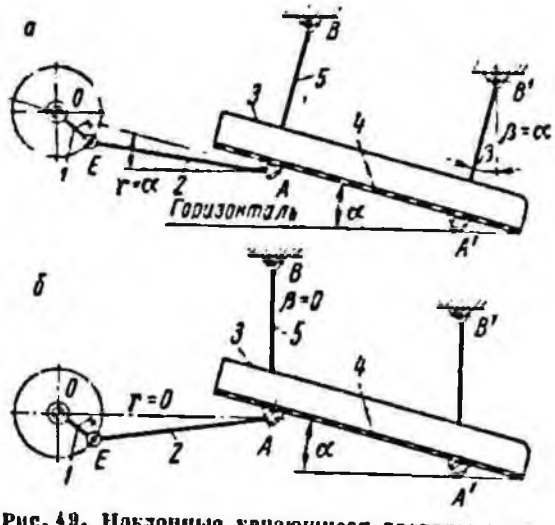


Рис. 49. Наклонные качающиеся грохоты с движением, близким к прямолинейному:
а и *б* — грохоты соответственно на наклонных и на вертикальных подвесках; *1* — кривошип; *2* — шатун; *3* — короб грохота; *4* — решето (сито); *5* — подвески

На рис. 49 показаны два варианта схемы качающихся наклонных грохотов с прямолинейными колебаниями, из них схема рис. 49, *б* в настоящее время применяется только для электровибрационного наклонного грохота (см. рис. 44); прямолинейные (или близкие к ним) колебания сохранены в основном в горизонтальных грохотах.

На рис. 50 показаны два варианта качающихся грохотов с горизонтальным расположением сетки и прямолинейными колебаниями. Вариант, изображенный на рис. 50, *б* (тип V, табл. 19), известен как грохот Феррариса; он применяется для полупромышленных установок и испытательных станций.

Недостатком обычного кривошипного привода (рис. 50) является невозможность полного уравновешивания сил инерции качающихся масс (короб с просеивающей поверхностью, стойки), в результате чего на фундамент или на строительные конструкции передаются знакопеременные динамические нагрузки. Этот недостаток устранен в горизонтальном грохоте с двухкривошипным (двухэксцентриковым) приводом, изображенным на рис. 51. Шкив ременной передачи от электродвигателя насажен на рабочий вал, от которого посредством конических передач получают вращение два параллельных эксцентриковых вала *5* и *6*. От них через шатуны *8* передается движение шарнирам короба, как и в обычном грохоте Феррариса. Для уравновешивания системы на эксцентриковые валы грохота насаживаются дебалансные грузы (не показанные на схеме). Благодаря тому, что эксцентриковые валы с сидящими на них грузами вращаются в противоположные стороны, равнодействующая двух симметричных центробежных сил инерции грузов всегда направлена по одной прямой и изменяется по синусоидальному закону. Дебалансные грузы монтируются так, чтобы равнодействующая проходила через центр тяжести короба, в результате система оказывается почти полностью уравновешенной [19].

Грохоты с комбинированным движением относятся к слабонаклонным качающимся грохотам. У кривошипных грохотов этого типа (тип VI, табл. 19) — грохота Баума и сходного с ним грохота Армса — загрузочный конец короба приводится в круговое движение эксцентриком, а разгрузочная часть описывает малые дуги большого радиуса, т. е. совершает колебания, близкие к прямолинейным.

Горизонтальный грохот с прямолинейными (направленными) колебаниями мо-

жет быть выполнен как качающийся (см. рис. 50), так и в виде вибрационного. В этом случае приводной механизм его представляет собой двухвальный вибратор. В связи с полным уравновешиванием колеблющихся масс грохот такого типа именуется самобалансным (тип VII, табл. 19).

Схема самобалансного грохота приведена на рис. 52, *а*, а схема двухвального вибратора — на рис. 52, *б*.

Короб совершает прямолинейные колебания под углом ε к плоскости сетки. При движении короба вперед по ходу материала, сетка приподнимается (по стрелке *аа*), при обратном ходе — опускается (по стрелке *аа*). При ходе вперед материал подбрасывается сеткой и некоторое время куски его летят по параболам, как тело, брошенные под углом ε к горизонту. По окончании полета зерна падают на сетку и вместе с ней продолжают обратный ход, после которого сетка делает новый ход вперед с новым подбрасыванием кусков и т. д.

По характеру движения короба и материала самобалансный грохот не отличается от горизонтальных качающихся (см. рис. 50).

Вибратор самобалансного грохота двухвальный. Он состоит из закрытой коробки (картера), внутри которой вращаются два параллельных вала O_1 и O_2 с эксцентрично укрепленными на них дебалансными грузами M_1 и M_2. Оба вала сцеплены парой зубчатых колес, благодаря чему грузы вращаются в противоположных направлениях.

Каждому валу со стороны груза передается центробежная сила инерции Q, равная произведению массы G/g на центростремительное ускорение $\omega^2 R$. Каждая из двух сил Q может быть разложена на две составляющие, одна из которых Q_x параллельна оси OX вибратора, а вторая Q_y направлена по оси OY, совпадающей с линией центров O_1O_2. Две противоположно направленные составляющие по оси OY взаимно компенсируются, и на вибратор в каждый данный момент передается равнодействующая только двух составляющих $Q_x + Q_x$. Она равна

$$2Q_x = 2Q \sin\varphi = 2\frac{G}{g}\omega^2 R \sin\varphi.$$

В результате короб (рис. 52, *а*) получает от приводного механизма переменный по знаку импульс только в направлении оси OX, наклоненной под заданным углом ε к плоскости сетки. Угол ε почти всегда выбирается равным 45°.

Компактную конструкцию, соответствующую схеме рис. 52, *б*, представляет

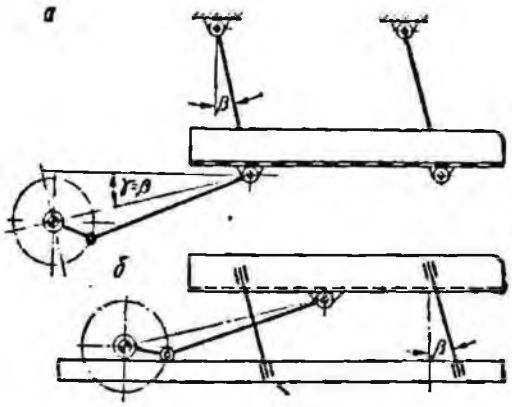


Рис. 50. Горизонтальные качающиеся грохоты с движением, близким к прямолинейному: *а* — на наклонных подвесках; *б* — на наклонных пружинящих стойках

двухвальный вибратор фирмы «Аякс» [19] (рис. 53).

Самобалансные грохоты изготовляют трех типов: легкие (ГСЛ), средние (ГСС) и тяжелые (ГСТ) (рис. 54 и табл. 24).

Грохоты ГСТ применяются главным образом для грохочения щебня. На рудообогатительных фабриках они используются в установках для регенерации суспензий, а на агломерационных фабриках — для грохочения горячего агломерата.

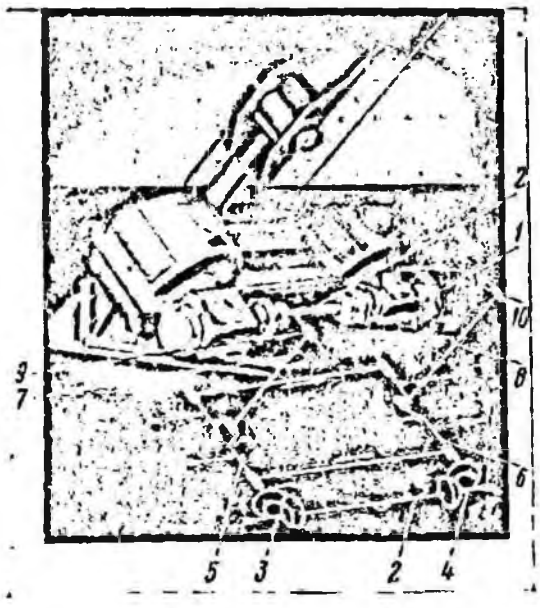


Рис. 51. Двухкривошипный (двухэксцентриковый) приводной механизм горизонтального грохота: *1* — шкив; *2* — рабочий вал; *3* и *4* — конические передачи; *5* и *6* — эксцентриковые валы; *7* и *8* — шатуны; *9* и *10* — шарниры

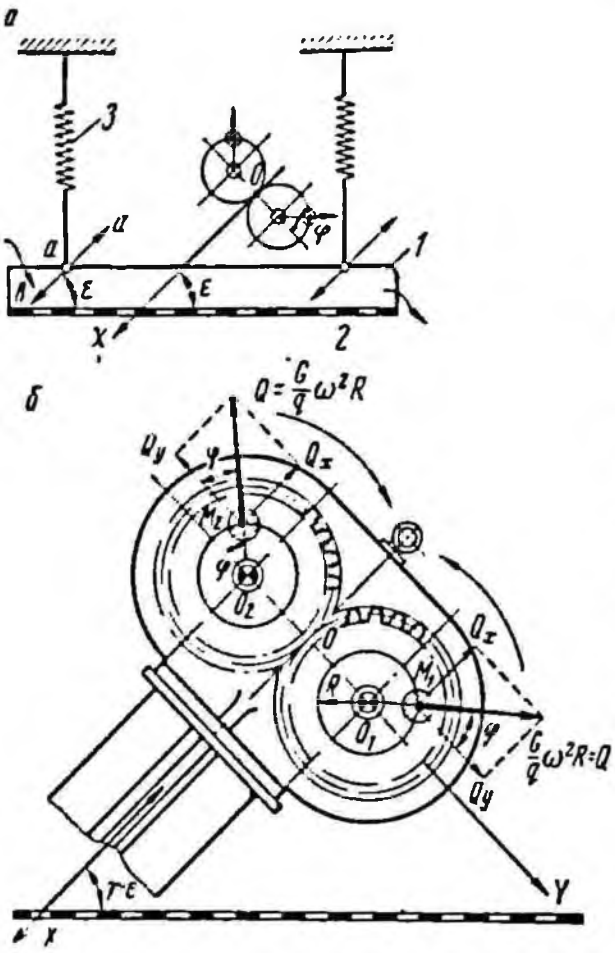


Рис. 52. Схема самобалансного горизонтального грохота:
а — грохот; *б* — двухвальный вибратор

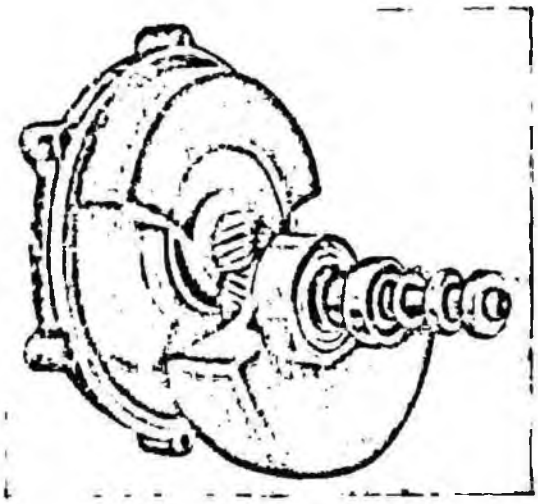


Рис. 53. Двухвальный вибратор самобалансного грохота фирмы «Лякс»

Рис. 54. Самобалансный грохот 1250 × 4000 *мм* для регенерации тяжелых суспензий:
1 — электродвигатель; *2* — двухвальный вибратор; *3* — короб грохота; *4* — решето (сито); *5* — пружинные амортизаторы

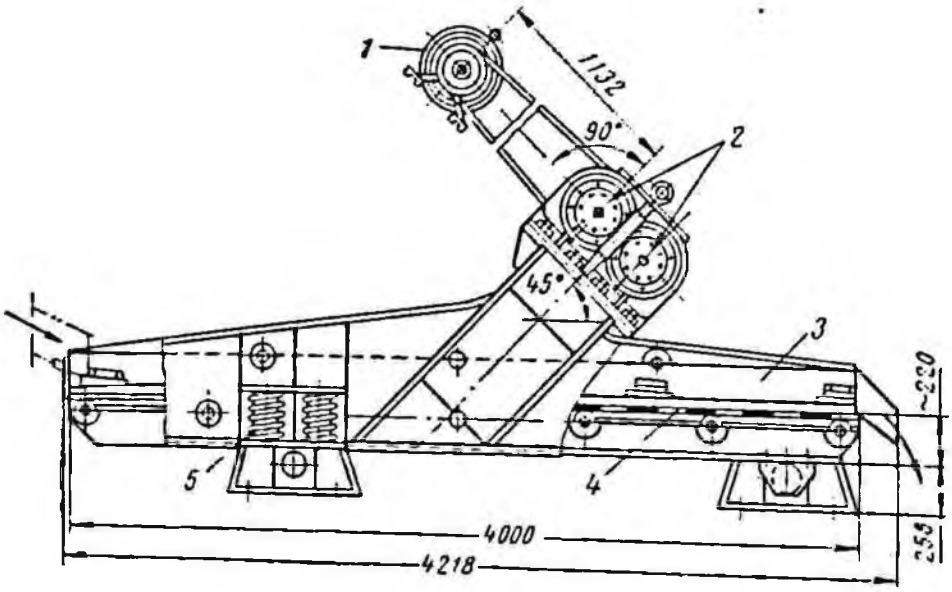


Таблица 24

Основные параметры самобалансных грохотов тяжелого типа (вибрационные горизонтальные с двухвальными вибраторами) и двухвибраторного грохота

Параметры	Грохоты тяжелого типа				Двухвибраторный грохот с самосинхронизирующимися вибраторами
	Обозначения по ГОСТ 15103—69				
	ГСТ-42	ГСТ-51	ГСТ-61	ГСТ-81	
	Заводская марка				
	166-Гр *	ГСТ-51 *	168-К-Гр	ГСТ-81 **	259-Гр
Размеры просеивающей поверхности:					
ширина, *мм*	1500	1750	2000	3000	2000
длина, *мм*	3000	4500	5000	6000	4000
площадь одного сита, $м^2$	4,5	7	10	18	8
Количество сит	2	1	1	1	1
Размеры отверстий, *мм*:					
верхнего сита	10×10	0,2—8	8×11 12×15 16×19	Щель колосников 15	От 2 до 25
нижнего сита	4×4	—	—	—	—
Допускаемая крупность кусков исходного материала, *мм*	До 40	До 120	До 200	До 200	До 120
Амплитуда (полуразмах) колебаний, *мм*	3,5	4,3	5	5	5,1
Число колебаний в 1 *мин*	960	970	700	700	730
Ориентировочная производительность (каталожная), *т/ч*	90	До 200	180	300	До 125
Мощность электродвигателя, *квт*	4	2×10	13	55	2×10
Масса грохота (без электродвигателя), *кг*	2700	4550	11 000	20 000	14 210
Завод-изготовитель	Воронежский завод горнообогатительного оборудования		Завод угольного машиностроения им. Пархоменко (г. Ворошиловград)	УЗТМ	Востокмашзавод
Номер рисунка в тексте	—	—	—	—	Рис. 56

* Для отмывки утяжелителя при регенерации тяжелых суспензий.
** Для грохочения горячего агломерата.

Горизонтальный двухвибраторный грохот (с двумя самосинхронизирующимися вибраторами) (тип VIII, табл. 19). Недостатком самобалансного грохота с двухвальным вибратором (см. рис. 54) является наличие в вибраторе зубчатой передачи, создающей сильный шум и требующей частого ремонта. Он устранен в двухвибраторном грохоте, где два независимых дебалансных вибратора, не связанные между собой какой-либо передачей, вращаются с одной и той же (по абсолютной величине) угловой скоростью ($+\omega$ и $-\omega$) и одной и той же фазой (углом поворота) в результате автоматической их синхронизации и синфазировки, осуществляемых соответствующим подбором всех подвижных масс, их моментов инерции и взаимного расположения. На рис. 55 показан многоярусный горизонтальный грохот с двумя синхронизирующимися вибраторами (Механобр).

Самосинхронизирующиеся вибраторы вместе со своими электродвигателями симметрично укрепляются на бортовых стенках короба. Вибраторы вращаются навстречу друг другу, поэтому горизонтальные составляющие центробежных сил инерции Q грузов взаимно уравновешены, а вертикальные составляющие складываются (равнодействующая направлена вертикально). Сита закреплены в рамках, под которыми расположены поддоны. Рамки и поддоны скреплены с пружинящими стойками, консольно закрепленными на стояках и наклоненными в разные стороны под углом $+45°$, благодаря чему подрешетный продукт каждой сетки транспортируется поддоном к загрузочному концу нижележащей сетки. На рис. 55 стрелками показано движение материала, а также направление прямолинейных колебаний сеток и поддонов.

Для лучшей очистки сеток в поддоны закладываются резиновые бруски, подбрасываемые при колебательных движениях рамок и ударяющие о сетку снизу.

Грохот предназначен для мелкого многократного грохочения материала на несколько классов.

Аналогичный односитный двухвибраторный грохот марки 127-Гр показан на рис. 56. Здесь два вибратора также укреплены на бортовых стенках короба. Осью

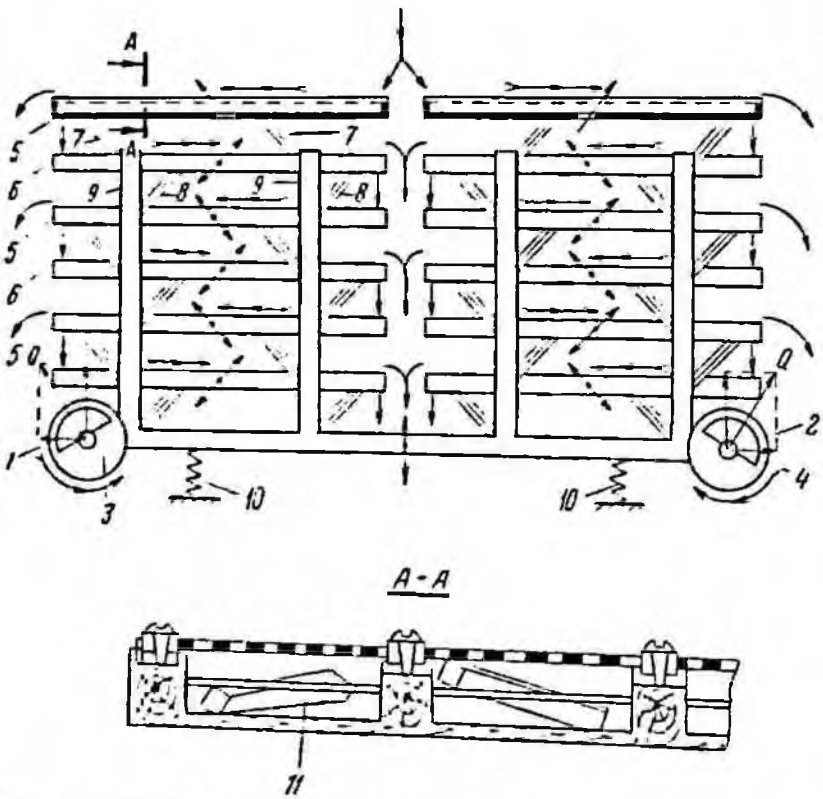


Рис. 55. Схема многоярусного горизонтального грохота с двумя самосинхронизирующимися вибраторами (Механобр):
1 и *2* — самосинхронизирующиеся вибраторы; *3* и *4* — дебалансные грузы; *5* — рамка; *6* — поддон; *7* и *8* — наклонные стойки; *9* — стояк; *10* — пружина; *11* — резиновые бруски

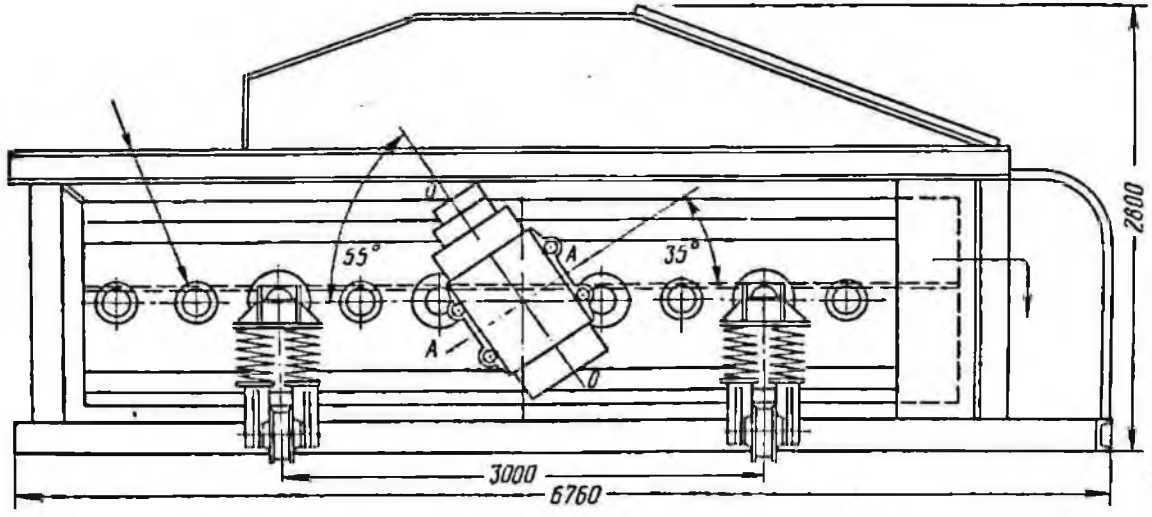


Рис. 56. Односитный горизонтальный грохот с двумя синхронизирующимися вибраторами (Механобр)

Рис. 57. Резонансный горизонтальный грохот для обезвоживания:

1 — короб; *2* — рама; *3* — упругий элемент; *4* — виброизолятор; *5* — кривошипно-шатунный приводной механизм

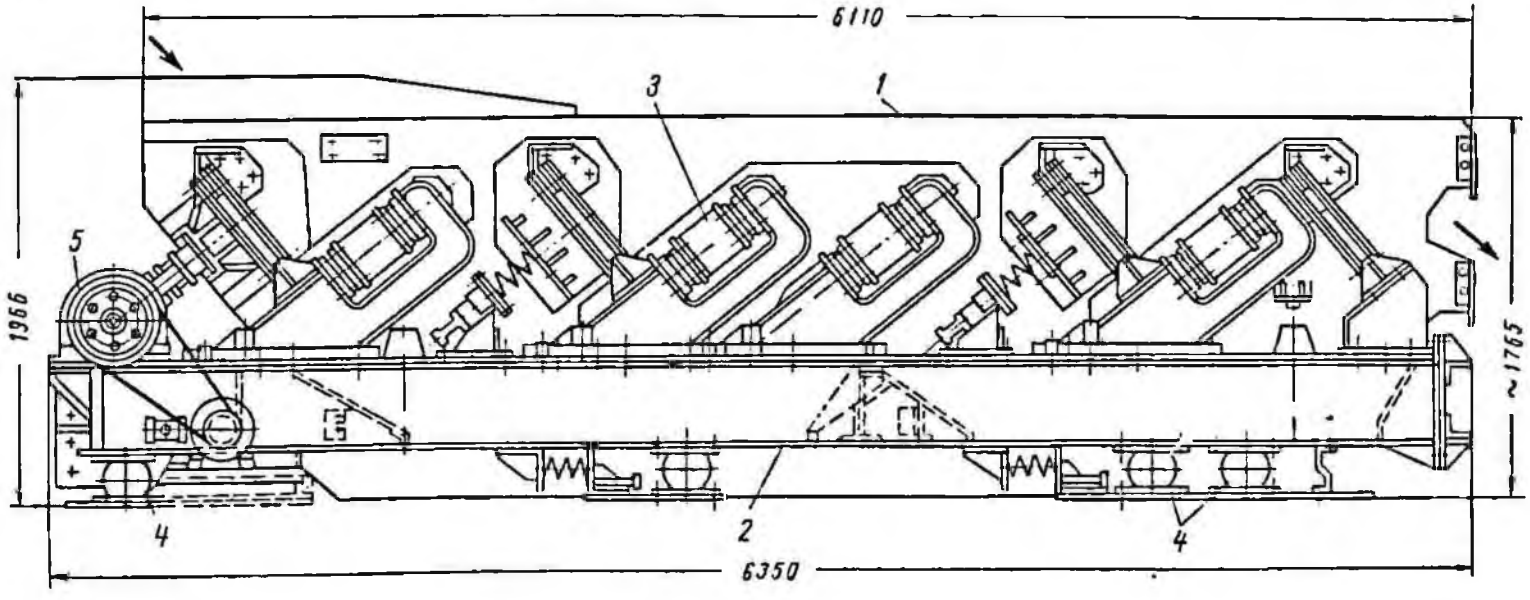


Таблица 25

Основные параметры горизонтальных резонансных грохотов легкого типа

Параметры	Типоразмеры по ГОСТ 13186-67				
	ГРЛ-61	—	ГРЛ-62	ГРЛ-71 *	ГРЛ-72
	Заводская марка				
	ГРС-1А	ГРС-А	ГРД-62	ГРД-71 *	ГРД-72
Размеры просеивающей поверхности:					
ширина, *мм*	2000	2000	2000	2500	2500
длина, *мм*	5000	10 000	5000	6000	6000
площадь, $м^2$	10	20	10	15	15
Мощность электродвигателя, *квт*	13	22	13	16,5	17
Завод-изготовитель	Завод угольного машиностроения им. Пархоменко (г. Ворошиловград)				

* Для отмывки утяжелителя при регенерации тяжелой суспензии.

вращения каждого дебаланса служит прямая *ОО*, образующая угол 55° с горизонталью; равнодействующая сил направлена по прямой *АА* под углом 35° к плоскости сетки (направление загрузки исходного материала и разгрузки надрешетного продукта показано на рис. 56 стрелками). Грохот снабжен роликами для возможности передвижки вдоль фронта бункеров.

Резонансные грохоты также относятся к классу вибрационных горизонтальных грохотов (тип IX, табл. 19). Изготовляются они только легкого типа — ГРЛ (табл. 25).

Один из этих грохотов изображен на рис. 57. Основными частями (массами) является короб и массивная рама, связанные между собой упругими элементами. Рама опирается на перекрытие через упругие (резиновые) виброизоляторы, благодаря чему может слегка вибрировать. На ней смонтирован кривошипно-шатунный приводной механизм, скорость вращения которого соответствует частоте собственных колебаний системы, состоящей из нескольких масс и внутренних упругих связей (работа по принципу резонанса).

В последнее время резонансные грохоты начали применять на фабриках, обрабатывающих легкие (марганцевые) руды [153].

Наряду с кривошипным в зарубежной технике получает применение привод резонансных грохотов от электромагнитных вибраторов, в конструкции которых предусмотрена возможность обеспечить резонансную настройку системы после присоединения вибратора к коробу грохота [19].

Полувибрационные грохоты с прямолинейным движением (тип X, табл. 19) представлены грохотами на стойках (или подвесках), имеющие шарнирно подвешенный кривошипный приводной механизм. Изготовляются как сдвоенные — спаренные по длине или двухъярусные. Грохоты этого типа широко применялись на углеобогатительных фабриках, но затем были заменены более совершенными резонансными и инерционными.

§ 18. Грохоты для выделения твердой фазы пульпы

Помимо грохотов, применяемых преимущественно для сухого грохочения руд (и продуктов) с небольшой влажностью, разработаны конструкции грохотов для выделения мелких классов непосредственно из пульпы. Одним из ранних и наиболее распространенных является дуговой грохот. Затем были созданы новые конструкции: неподвижный конический циклонный грохот ОСО (Польша) и подвижный вибрационный грохот для подрешетного грохочения системы проф. Р. Т. Хукки (Финляндия).

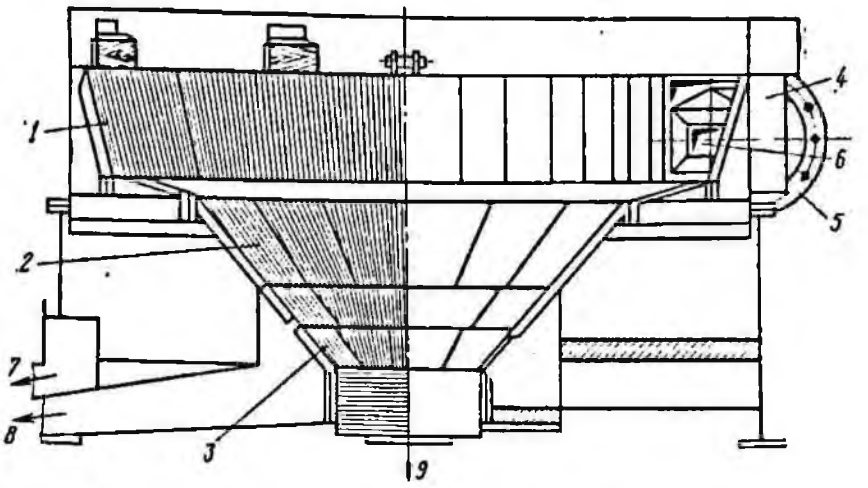


Рис. 58. Конический циклонный грохот ОСО:
1, 2 и *3* — просеивающие поверхности; *4* — круговой желоб; *5* и *6* — патрубки; *7* и *8* — приемники для мелких фракций; *9* — воронка для крупной фракции

Конический циклонный грохот ОСО (рис. 58). Рабочий орган грохота состоит из одной, двух или нескольких просеивающих поверхностей, имеющих вид усеченных конусов, соединенных своими основаниями. Щелями служат зазоры между колосниками, расположенными по образующим конусов.

Вокруг основания верхнего сита (решетки) установлен круговой желоб, в который подается питание. Из желоба пульпа проходит внутрь конуса по нескольким патрубкам, установленным тангенциально по отношению к поверхности решетки. Благодаря этому пульпа движется внутри конусов по спиралям. При этом через щели между колосниками просеиваются мелкие частицы, а более крупные перемещаются по винтовым траекториям к нижележащим решеткам (ситам). Грохочение осуществляется от мелкого к крупному. Мелкие фракции накапливаются в приемниках, а крупный надрешетный продукт разгружается через центральную воронку.

На обогатительных фабриках Польши грохоты ОСО применяют для обезвоживания мелочи, выданной отсадочными машинами, для выделения крупной фракции из шламов промывки и для питания флотационных машин [167].

Для разделения взвеси по заданной крупности предназначен грохот, предложенный проф. Р. Т. Хукки (рис. 59).

Пульпа, поступающая в камеру грохота, непрерывно перемешивается импеллером, чтобы предотвратить оседание твердых частиц. Кроме того, в камеру подается свежая (подрешетная) вода. Успокоителями, препятствующими завихрению пульпы, служат ребра. Под влиянием подпора воды пульпа поднимается вдоль нижней поверхности вибрирующих сит и переливается через отверстия этих сит из камеры в кольцевую часть пирамидального сосуда. Таким

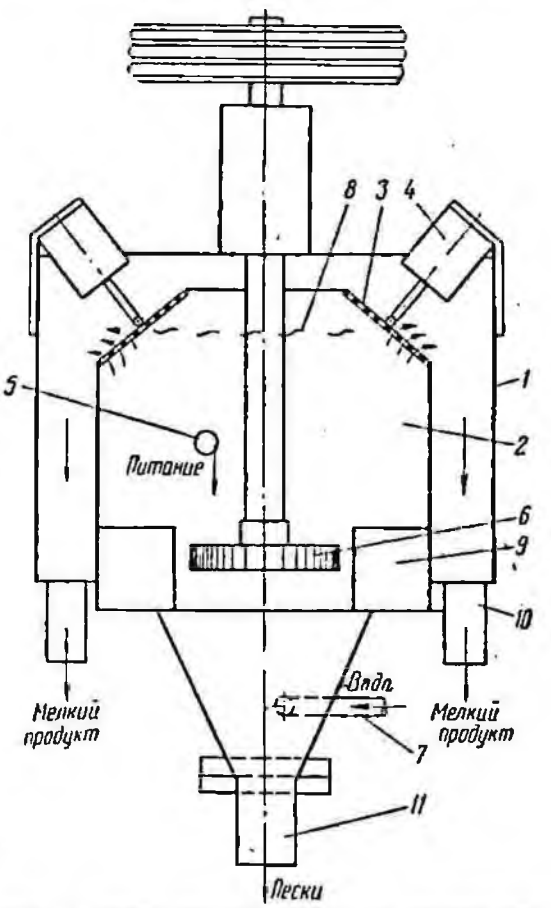


Рис. 59. Вибрационный грохот для подрешетного грохочения (системы проф. Р. Т. Хукки):
1 — пирамидальный сосуд; *2* — камера; *3* — сито; *4* — вибратор; *5* — отверстия в камере для подачи питания; *6* — импеллер; *7* — патрубок для свежей воды; *8* — отметка уровня пульпы; *9* — ребра; *10* — патрубки для мелкого продукта; *11* — воронка для крупного продукта

образом происходит рассев твердой фазы на два класса: мелкий, проходящий через отверстия сит и разгружающийся через патрубки, и крупный (пески), частицы которого превышают размер ячеек сит. Он разгружается через центральную воронку.

Испытания показали [76], что удельная производительность грохота, считая по твердому, прошедшему через отверстия сита, зависит не только от размеров ячеек, но и от плотности пульпы. С повышением плотности пульпы производительность падает.

По сравнению с обычным способом сухого грохочения мелких материалов применение метода мокрого грохочения в водной среде с подачей пульпы под сито вибрационного грохота («подрешетное грохочение») позволяет повысить удельную производительность грохота в 2—3 раза [76].

Глава V

Закономерности процесса грохочения

§ 19. Основные параметры

Выход подрешетного продукта. На рис. 60 показана схема односитного грохота с показателями процесса грохочения.

При установившемся режиме работы грохота соблюдается равенство

$$Q = P + S,$$

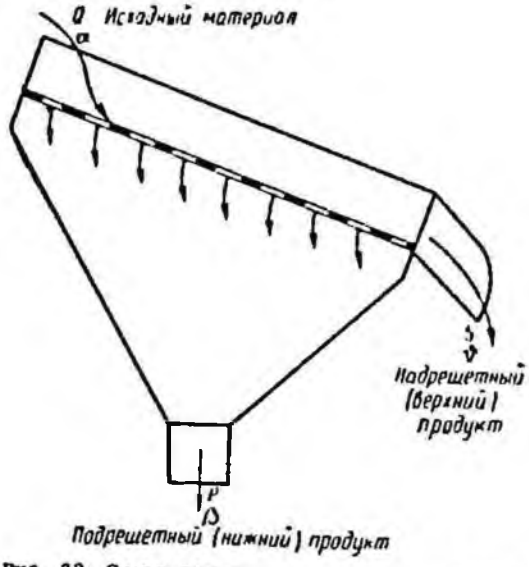


Рис. 60. Схема односитного грохота для определения показателей грохочения

где Q — масса исходного материала, подаваемого на грохот в единицу времени, *т/ч*;

P и S — масса соответственно подрешетного и надрешетного продуктов, *т/ч*;

Уравнение баланса мелкого класса имеет вид

$$Q\alpha = P\beta + S\vartheta, \qquad (41)$$

где α — содержание какого-либо мелкого класса в исходном материале, %;

β и ϑ — содержание того же класса соответственно в подрешетном и надрешетном продуктах, %;

После подстановки S из предыдущего равенства уравнение баланса получит вид

$$Q(\alpha - \vartheta) = P(\beta - \vartheta). \qquad (42)$$

Отсюда выход γ подрешетного продукта, равный отношению весов подрешетного и исходного ($\gamma = 100\frac{P}{Q}$, %),

$$\gamma = 100\frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta}. \qquad (43)$$

Если расчет ведется по классу, верхний предел которого равен размеру квадратных (или круглых) ячеек сита, то содержание расчетного класса в подрешетном составляет 100% (т. е. $\beta = 100\%$). В этом частном случае выход подрешетного

$$\gamma = 100\frac{\alpha - \vartheta}{100 - \vartheta}, \qquad (44)$$

где α — содержание всего подлежащего отсеву мелкого класса в исходном материале, %.

Формула (43) позволяет определять выход подрешетного продукта γ по данным ситовых анализов трех продуктов — исходного (α), подрешетного (β) и надрешетного (ϑ). Расчет ведется по трем каким-либо классам и для определения выхода берется среднее значение.

Для определения $\gamma_{ср}$ по формуле (44) необходимо провести несколько параллельных опытов (опробований) и усреднить полученные результаты.

Извлечение мелких классов в подрешетный продукт может быть выражено процентным отношением весового количества материала, входящего в мелкий класс подрешетного продукта, к общему количеству его в исходном. Если содержание мелкого класса в исходном равно α (доли единицы), то в 100 весовых единицах исходного имеется 100α единиц данного класса, а в подрешетном — $\gamma\beta$ таких же единиц (γ — выход подрешетного, %; β — содержание в нем

мелкого класса, доли единицы). Согласно определению извлечение равно

$$\varepsilon = 100\frac{\beta\gamma}{100\alpha} = \frac{\beta\gamma}{\alpha}. \qquad (45)$$

Не вычисляя выхода γ, можно найти извлечение непосредственно по данным ситовых анализов. Подставляя в равенство (45) значения γ из формулы (43), будем иметь

$$\varepsilon = 100\frac{\beta}{\alpha}\cdot\frac{\alpha-\vartheta}{\beta-\vartheta}. \qquad (46)$$

В частном случае, когда $\beta = 100\%$, формула упрощается

$$\varepsilon_0 = \frac{100\gamma}{\alpha} = \frac{100\cdot 100}{\alpha}\cdot\frac{\alpha-\vartheta}{100-\vartheta}. \qquad (47)$$

Эффективность разделения (грохочения, классификации) E представляет разность между извлечением ε в подрешетный продукт расчетного мелкого класса и извлечением $[\varepsilon_{(+)}]$ в него же крупного класса

$$E = \varepsilon - \varepsilon_{(+)}. \qquad (48)$$

Первый член правой части находят по формуле (45).

Второй член, т. е. извлечение $\varepsilon_{(+)}$ в подрешетный продукт крупных классов, определяется аналогично, как произведение выхода γ подрешетного продукта на отношение содержания крупного в подрешетном $(100-\beta)$ и в исходном $(100-\alpha)$

$$\varepsilon_{(+)} = \gamma\frac{100-\beta}{100-\alpha}. \qquad (49)$$

Подстановка значений ε и $\varepsilon_{(+)}$ в исходную формулу (48) дает

$$E = 100\frac{\gamma}{\alpha}\cdot\frac{\beta-\alpha}{100-\alpha}. \qquad (50)$$

На основании предыдущих соотношений формула эффективности грохочения может быть записана в различных, но равнозначных вариантах

$$E = \varepsilon - \varepsilon'_{(+)} = 100\frac{\gamma}{\alpha}\cdot\frac{\beta-\alpha}{100-\alpha} =$$

$$= 100\frac{\varepsilon-\gamma}{100-\alpha} =$$

$$= \frac{100\cdot 100}{\alpha}\cdot\frac{(\beta-\alpha)(\alpha-\vartheta)}{(100-\alpha)(\beta-\vartheta)}. \qquad (51)$$

В частном случае, когда $\beta = 100\%$, т. е. расчетным считается весь класс мельче размеров ячеек сита, формула (50) для эффективности грохочения упрощается

$$E_0 = 100\frac{\gamma}{\alpha} = \varepsilon_0, \qquad (52)$$

т. е. эффективность грохочения E по всему мелкому классу, верхний предел которого равен размеру отверстий сита, равна извлечению этого класса в подрешетный продукт. Применительно к этому частному случаю эффективность (и извлечение) иногда называют точностью отсева. Вообще же извлечение ε и эффективность E не совпадают [93].

В надрешетном продукте неизбежно остается некоторое количество подлежащих отсеву мелких классов вследствие несовершенства разделения исходного материала в процессе грохочения. Содержание их ϑ, характеризующее «степень замельченности» верхнего продукта, зависит от точности отсева ε и от начального содержания мелких классов в исходном материале α. Решение уравнения (47) относительно ϑ дает соотношение

$$\vartheta = \frac{100-\varepsilon}{\frac{100}{\alpha}-\frac{\varepsilon}{100}}. \qquad (53)$$

Соответствующие этой формуле численные значения ϑ графически показаны на рис. 61.

Непосредственно по выходу γ подрешетного продукта «замельченность» верхнего продукта может быть вычислена по формуле

$$\vartheta = 100\frac{\alpha-\gamma}{100-\gamma}. \qquad (54)$$

Качество процесса грохочения необходимо характеризовать не одним, а двумя параметрами — точностью отсева ε и «замельченностью» надрешетного продукта ϑ, так как высокая точность еще не гарантирует хорошего качества верхнего продукта. Так, например, из агломерационной шихты, крупностью $-15+0$ *мм*, необхо-

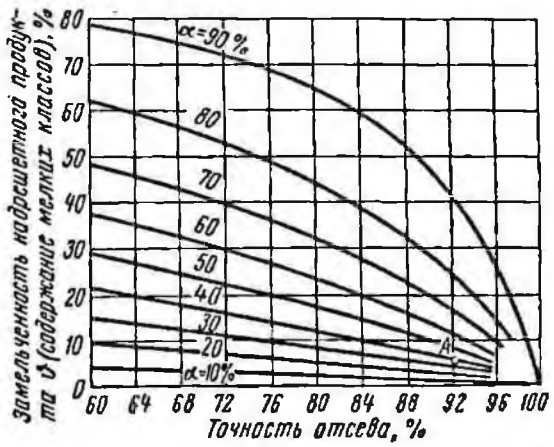


Рис. 61. «Замельченность» надрешетного продукта в зависимости от содержания мелкого класса в исходном материале и точности отсева

димо выделить постель (крупные классы −15 +8 *мм*) грохочением шихты на сите с ячейками 8 × 8 *мм*. Содержание класса −15 +8 *мм* в исходном 10% (содержание мелочи −8 +0 *мм* $\alpha = 90\%$). Допустим, что грохочение велось с очень высокой точностью ($\varepsilon = 98\%$), однако «замельченность» надрешетного продукта классом −8 +0 *мм* согласно формуле (53) составляет 16% при допустимой максимальной замельченности $\theta_{max} = 10\%$. Для обеспечения требуемой предельной «замельченности» в соответствии с формулой (47) необходимо грохочение с точностью отсева (извлечением) не менее 98,8%, что достижимо при понижении нагрузки грохота примерно на 40%.

§ 20. Кинетика грохочения

Эмпирическая формула, предложенная В. А. Перовым для кинетики просеивания (зависимости точности отсева ε от продолжительности t пребывания материала на грохоте), имеет вид [6]

$$\varepsilon = 1 - e^{-kt^n}, \qquad (55)$$

где ε — точность отсева, доли единицы;
k и n — параметры, зависящие от свойств материала и условий грохочения.

После двукратного логарифмирования уравнение (55) дает

$$\lg\left(\lg\frac{1}{1-\varepsilon}\right) = n\lg t + \text{const}. \qquad (56)$$

Если принять

$$\lg\left(\lg\frac{1}{1-\varepsilon}\right) = y,$$

$$\lg t = x,$$

то соотношение (56) примет вид

$$y = nx + c, \qquad (57)$$

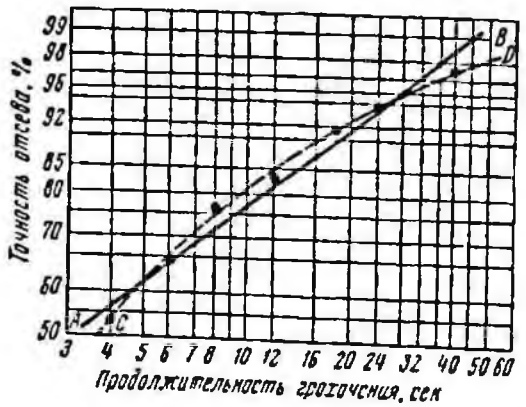


Рис. 62. Функциональная сетка для кривых грохотимости

где c — постоянная величина, зависящая от свойств материала и условий грохочения.

Последнему уравнению соответствуют прямая в координатах x и y. Поэтому для «выпрямления» кривых грохотимости строят функциональную координатную сетку, где по вертикали откладывают двойной логарифм $\lg\left(\lg\frac{1}{1-\varepsilon}\right)$, а по оси ординат — логарифм продолжительности грохочения $\lg t$ (рис. 62).

На рис. 62 нанесены точки, соответствующие экспериментальным данным [6]. Объединяющей их прямой AB в первом приближении характеризуется кинетика грохочения — нарастание точности отсева ε по мере увеличения продолжительности t пребывания материала на грохоте.

При более точном определении зависимости следует считать, что экспериментальные точки охватываются некоторой кривой CD, т. е. кинетика грохочения отражается уравнением (55) только приближенно.

Согласно статистической теории [26] вероятность w просеивания мелких частиц за время t при начальной толщине слоя h будет

$$w = 1 - F(N), \qquad (58)$$

где $F(N)$ — интеграл вероятности ошибок (функция Лапласа);
N — безразмерный параметр (критерий Непомнящего), определяемый по формуле

$$N = \frac{Q_1}{3600\sqrt{2bLv}};$$

Q_1 — пропускная способность, или объемная производительность, отнесенная к единице ширины грохота

$$Q_1 = \frac{Q_0}{B},\ м^3/м \cdot ч;$$

b — коэффициент грохотимости, определяемый экспериментально, $м^2/сек$;
L — длина грохота, $м$;
v — скорость перемещения материала по ситу, $м/сек$.

Вероятность w принимается пропорциональной точности отсева [86], поэтому

$$\varepsilon = 100 - F(N). \qquad (59)$$

По результатам вычислений значений функции $F(N)$ зависимость между ε и критерием N в первом приближении мо-

жет быть принята линейной (при условии, что $\varepsilon \geqslant 65\%$).

$$\varepsilon \cong 100 - 113N, \%. \qquad (60)$$

В условиях рассева на грохоте постоянной длины ($L = \text{const}$) материала со стабильной характеристикой крупности (коэффициент грохотимости $b = \text{const}$) формулы (58) и (60) дают

$$100 - \varepsilon = K\left(\frac{Q_1}{\sqrt{v}}\right), \qquad (61)$$

где

$$K = \frac{113}{3600\sqrt{2bL}} = \text{const}. \qquad (62)$$

В соответствии с уравнением (61) на диаграмме (рис. 63), где по оси абсцисс отложена дробь $\frac{Q_1}{\sqrt{v}}$, а на оси ординат — точность отсева ε, экспериментальные точки должны располагаться на одной прямой.

Для иллюстрации статистической теории на рис. 63 приведен график $\varepsilon = f\left(\frac{Q_1}{\sqrt{v}}\right)$, построенный по данным опубликованным в литературе [86, 99].

Точки располагаются вблизи прямой, которой соответствует уравнение

$$100 - \varepsilon = 0{,}12\left(\frac{Q_1}{\sqrt{v}}\right). \qquad (63)$$

Разброс точек можно объяснить погрешностями измерений средней скорости v движения материала.

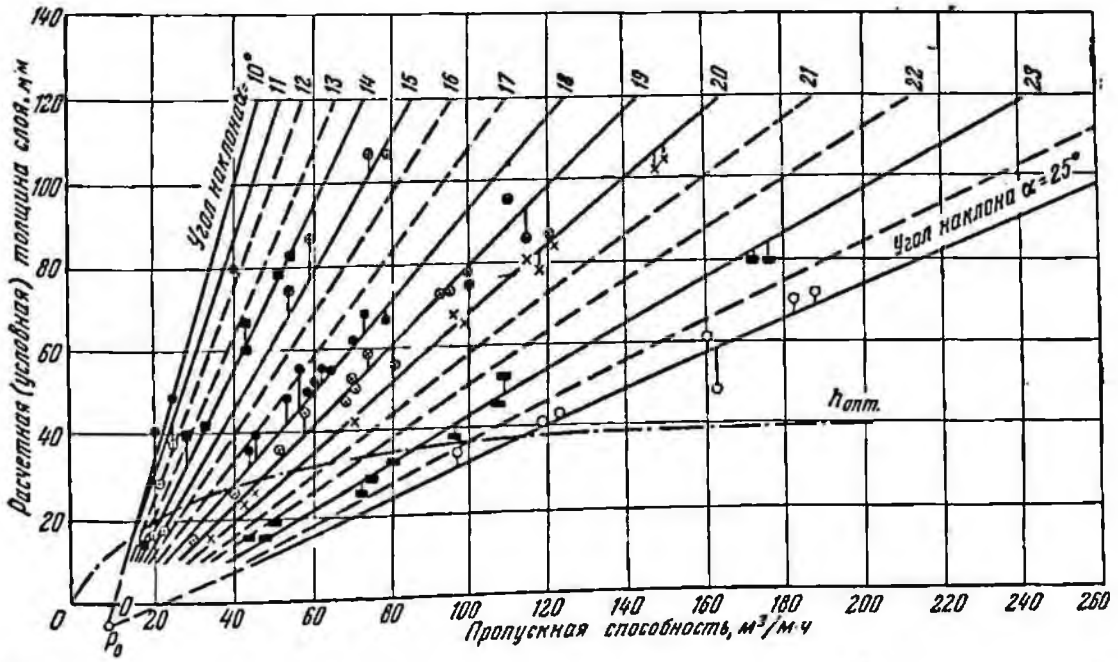
Рис. 63. Зависимость точности отсева ε от параметра $\frac{Q_1}{\sqrt{v}}$ (Q_1 — пропускная способность грохота, м³/м.ч; v — скорость подачи материала, *м/сек*)

Условия грохочения: исходный материал — щебень —25+1 мм; сетка грохота 12 × 12 мм; содержание класса —12+1 мм в исходном $\alpha = 78\%$; эксцентриситет грохота $r = 3$ мм; скорость вращения $n = 1100$ *об/мин*

Применение формулы (60) статистической теории удобно для контроля серийных опытов.

Определение оптимальных параметров механического режима работы грохота возможно с применением **графоаналитического метода** обработки опытных данных, предложенного В. А. Олевским [98]. По этому методу установлено, что зависимость условной толщины слоя материала h от пропускной способности грохота Q_1 (объемная производительность грохота по исходному питанию, отнесен-

Рис. 64. Зависимость расчетной (условной) толщины слоя материала от пропускной способности грохота и угла его наклона (к опытам со щебнем)



ная к 1 м его ширины) с достаточным приближением может быть представлена уравнением прямой

$$h = \frac{K_Q}{1000}(Q_1 - A),\ м.$$

Входящие в формулу коэффициенты K_Q и A зависят от числа колебаний n, амплитуды r и угла наклона грохота α.

На рис. 64 представлены графики $h = f(Q_1)$, относящиеся к случаю $n = 1100$ об/мин и $r = 3$ мм.

Скорость подачи связана с переменными Q_1 и h теоретическим соотношением

$$v = \frac{Q_1}{3600h},\ м/сек.$$

После подстановки h из предыдущей формулы получается зависимость

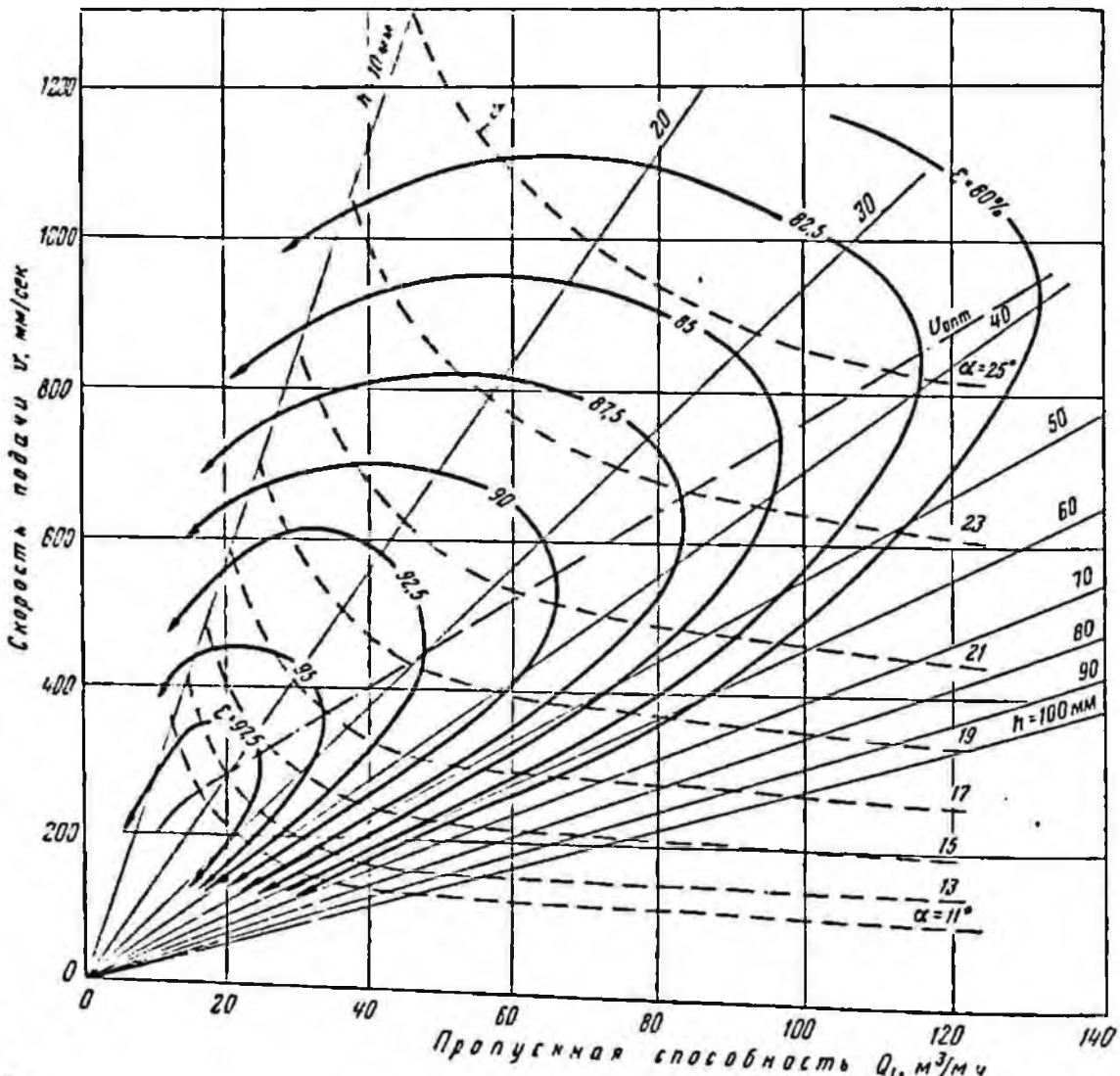
$$v = \frac{Q_1}{3{,}6K_Q(Q_1 - A)}. \qquad (61)$$

Кривые, соответствующие формуле (64), образуют семейство гипербол (на рис. 65 изображены пунктиром)

$$v_{\alpha=\text{const}} = f(Q_1).$$

Зависимость точности отсева ε от основных параметров (пропускной способности Q_1, угла наклона грохота α и др.) определяется графическим построением плавных кривых по экспериментальным данным. В результате строится диаграмма грохотимости (см. рис. 65), на оси абсцисс

Рис. 65. Диаграмма связи параметров грохочения (в опытах со щебнем):
ε — точность отсева, %; $\alpha^0_{гр}$ — угол наклона грохота; h — условная толщина слоя, мм



которой откладывают Q_1, а на оси ординат — скорость подачи v. Изолинии $\varepsilon = \text{const}$, образуют серию кривых, каждая из которых дважды пересекает вертикаль $Q_1 = \text{const}$. Это доказывает возможность реализации двух различных скоростных режимов, обеспечивающих получение одной и той же точности отсева при заданной пропускной способности Q_1: режима с малой скоростью v и большой толщиной слоя h (при малых углах наклона грохота α) или с большой скоростью, но малой толщиной (при больших углах наклона). По диаграмме грохотимости может быть найдена оптимальная скорость $v_{опт}$ и наивыгоднейший угол наклона, т. е. обеспечивающий максимальную пропускную способность при заданной точности отсева [98].

§ 21. Гранулометрический состав продуктов грохочения

При расчетном определении гранулометрического состава продуктов дробления и грохочения встречаются два случая: 1) исходный материал, характеристика которого известна, подвергается грохочению на данном сите с отверстиями a (*мм*); необходимо рассчитать гранулометрический состав подрешетного продукта; 2) исходный материал с известной характеристикой подвергается грохочению, после чего надрешетный продукт направляется в дробилку, а подрешетный минует ее; необходимо рассчитать гранулометрический состав смеси, состоящей из подрешетного продукта и продукта дробления.

Ниже рассмотрен разобранный в работе [6] первый случай, для которого принятая характеристика (по минусу) исходного материала подчиняется степенному уравнению (1)

$$y = \left(\frac{d}{d_{max}}\right)^k, \qquad (65)$$

где y — выход класса — d, доли единицы;
d_{max} — размер максимальной частицы;
k — постоянная.

Если выражать d в долях размера отверстий сита a и обозначить через x новую переменную $\left(\frac{d}{a} = x\right)$, то исходное уравнение примет форму

$$y = \left(\frac{a}{d_{max}}\right)^k x^k. \qquad (66)$$

Выход элементарного (бесконечно узкого) класса dy находится дифференцированием по x

$$dy = k\left(\frac{a}{d_{max}}\right)^k x^{k-1}\,dx. \qquad (67)$$

Эффективность отсева различных по размерам мелких классов неодинакова. Наиболее эффективно просеиваются самые мелкие частицы, а наименее эффективно классы, относящиеся к трудным зернам. В работе [6] принимается, что извлечение ε_x узкого класса $(x \pm \Delta x)$ выражается в функции относительного размера класса степенным уравнением

$$\varepsilon_x = 1 - x^m. \qquad (68)$$

Если x очень малая величина (малым x характеризуется самый мелкий класс), то ε_x стремится к единице (или к 100%); при $x \to 1$ (трудные зерна) $\varepsilon_x \to 0$.

Суммарный выход α_1 частиц мелких классов (с относительным размером от 0 до некоторого x_1), находящихся в исходном материале (или содержание класса $-x_1 + 0$ в исходном), согласно уравнению (66)

$$\alpha_1 = y_1 = \left(\frac{a}{d_{max}}\right)^k x_1^k. \qquad (69)$$

а выход частиц такого же суммарного класса $-x_1 + 0$, прошедших через сито и извлеченных в подрешетный продукт, определится интегралом

$$\beta_1 = \int_0^{x_1} \varepsilon_x\,dy. \qquad (70)$$

Общее извлечение рассматриваемого класса равно отношению выходов, так как вес исходного принят за единицу

$$\varepsilon_1 = \frac{\beta_1}{\alpha_1}.$$

После подстановки ε_x из уравнения (68), а dy из уравнения (67) и интегрирования правой части уравнения (70) получим

$$\varepsilon_1 = 1 - \frac{k x_1^m}{m + k}. \qquad (71)$$

Определяемая по формуле (71) величина ε_1 получила название **суммарной фракционной эффективности** [6]. В этой формуле параметр k чаще всего находится в пределах 0,7—1. Второй параметр m имеет значительно больший диапазон значений. Он может быть найден, если известна точность отсева ε_0 всего мелкого класса, содержащегося в исходном, т. е. класса $x_1 = 1$. При $x_1 = 1$ (или $d = a$) и $\varepsilon_1 = \varepsilon_0$ из формулы (71) следует, что

$$m = \frac{k\varepsilon_0}{1 - \varepsilon_0}. \qquad (72)$$

По имеющейся характеристике исходного материала и значениям фракционной эффективности может быть рассчитан гранулометрический состав обоих продуктов грохочения. Для расчета может быть также использована специальная номограмма [42].

§ 22. Факторы, влияющие на процесс грохочения

Параметры. Основные конструктивные параметры грохота: ширина B (*м*), длина L (*м*) и размер отверстий просеивающей поверхности a (*мм*); параметры механического режима: число колебаний в минуту n, амплитуда (полуразмах) колебаний r (*мм*) и угол наклона грохота α, от которых зависит скорость подачи материала v (*м/сек*); технологические параметры: точность отсева ε, эффективность грохочения E, весовая производительность по исходному Q (*т/ч*) или объемная производительность $Q_0 = \frac{Q}{\delta}$ (*м³/ч*), где δ (*т/м³*) — вес единицы объема просеиваемого материала в насыпке.

Объемная производительность, отнесенная к 1 *м* ширины грохота Q_1 (*м³/м·ч*), или **пропускная способность**, грохота определяется из соотношения

$$Q_1 = \frac{Q_0}{B}, \qquad (73)$$

а объемная производительность, отнесенная к 1 *м²* площади просеивающей поверхности, иначе **удельная объемная производительность** q_0, *м³/м²·ч*, будет

$$q_0 = \frac{Q_0}{BL} = \frac{Q_1}{L}. \qquad (74)$$

В соответствии с формулами (73) и (74) принимается, что при прочих равных условиях полная объемная производительность Q_0 прямо пропорциональна ширине грохота B.

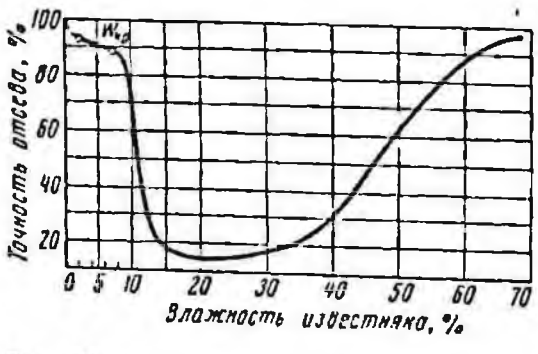


Рис. 66. Зависимость эффективности грохочения от влажности материала (известняк)

В общем виде технологическая характеристика грохота может быть выражена одним из уравнений

$$Q_1 = f(a, n, r, \alpha, L, \varepsilon, R, W), \qquad (75)$$

или

$$q_0 = f(a, n, r, \alpha, \varepsilon, R, W). \qquad (76)$$

В уравнениях (75) и (76) параметр R характеризует крупность или гранулометрический состав исходного материала, а W — влажность в %.

Уравнение (75) используется главным образом при испытаниях на грохотимость, а уравнение (76) — для технологического расчета грохота.

Влажность. При грохочении существенное значение имеет влажность материала, в особенности при рассеве на ситах с мелкими отверстиями. Внешняя влага (вода, покрывающая в виде пленки поверхность частиц) вызывает слипание мелких частиц и приводит к замазыванию ими части отверстий сит. Если при грохочении сухого материала достигается некоторая точность отсева ε, то по мере увеличения влажности она постепенно понижается. На рис. 66 для примера показана зависимость точности отсева мелочи из дробленого известняка от содержания в нем влаги W. Начальный участок кривой, примерно до $W_{кр} = 8\%$, представляет слабо наклонную прямую. После точки $W_{кр}$, соответствующей критической влажности, кривая резко падает, так как происходит залипание отверстий грохота. В пределах от $W = 12$ до $W = 40\%$ грохочение практически прекращается — почти весь исходный материал остается на сите. При дальнейшем увеличении влажности наступает переход к процессу мокрого грохочения и эффективность снова повышается. При мокром грохочении ($W > 50\%$) вода подается на грохот из брызгал (работа с орошением) и при достаточном количестве воды эффективность грохочения приближается к 100%.

Если мокрое грохочение неприменимо по технологическим соображениям, например при рассеве влажных и мелких железных руд, то применяют специальные грохоты с электрообогревом сит (см. табл. 20 и 23).

Содержание глины. Глиносодержащие материалы рассеваются либо сухим способом (при условии их предварительной подсушки), либо путем мокрого грохочения с обильным орошением. В некоторых случаях применяется предварительная отмывка глины.

Предельная скорость движения материала. Вопрос о до-

пустимой предельной скорости движения материала по грохоту проанализирован только применительно к режиму без подбрасывания.

Возможны два варианта:

1) после столкновения с кромкой A_1 отверстия сита (или решета) центр частицы занимает такое положение O_1, при котором отсутствует возможность выброса частицы вверх на поверхность сетки (восстанавливающий момент отсутствует) (рис. 67, *а*);

2) после удара частица занимает положение O_2 и имеет возможность подняться на поверхность сита (наличие восстанавливающего эффекта) (рис. 67, *б*).

Если считать, что **восстанавливающий момент после удара отсутствует** (рис. 67, *а*), то максимальная скорость продольного движения, при которой проход частиц в отверстия просеивающей поверхности еще возможен, определяется следующим неравенством [6]:

$$v_0 \leqslant 0{,}5\,(1-\operatorname{tg}\alpha)\sqrt{ag\cos\alpha},\ \text{мм/сек}, \qquad (77)$$

где α — угол наклона грохота, *град*;

a — размер отверстия сита, *мм*;

g — 9810 *мм/сек*^{2} — ускорение силы тяжести.

Например, для грохота, наклоненного под углом $\alpha = 20°$, при $a = 12$ *мм* должно быть $v_0 = 31\sqrt{a} \leqslant 0{,}107$ *м/сек*.

Однако согласно экспериментальным данным оптимальная скорость подачи при $\alpha = 20°$ составляет $v_{опт} = 0{,}5$ *м/сек*, что почти в 5 раз превышает теоретический предел, вычисленный по формуле (77).

Восстанавливающий момент после удара не равен нулю. При этом варианте (рис. 67, *б*) принимается что столкновение зерна с решетом в точке A_1 происходит в тот момент, когда центр O_2 находится над плоскостью сетки и радиус O_2A_1 образует с горизонталью некоторый угол β («угол удара»), отличающийся от угла наклона грохота α. В этом случае скорость движения вдоль сетки после удара равна v' (с составляющими v_r и v_t) (рис. 67, *в*). Соотношение между начальной скоростью v_0 и углом удара β [(при условии, что $d \cong a$) имеет вид

$$v_0 = \left[1-\frac{1}{2}\left(\frac{\cos\beta}{\cos\alpha}+\operatorname{tg}\alpha\right)\right]\times \times\sqrt{\frac{ga}{(\cos\alpha-\sin\beta+\cos\beta\cdot\operatorname{tg}\alpha+ +\sin\alpha\cdot\operatorname{tg}\alpha)}}. \qquad (78)$$

Последняя является обобщением выражения (77), которое соответствует частному случаю $\beta = \alpha$.

Критический угол удара $\beta_{кр}$ может быть найден из условия, что после удара кинети-

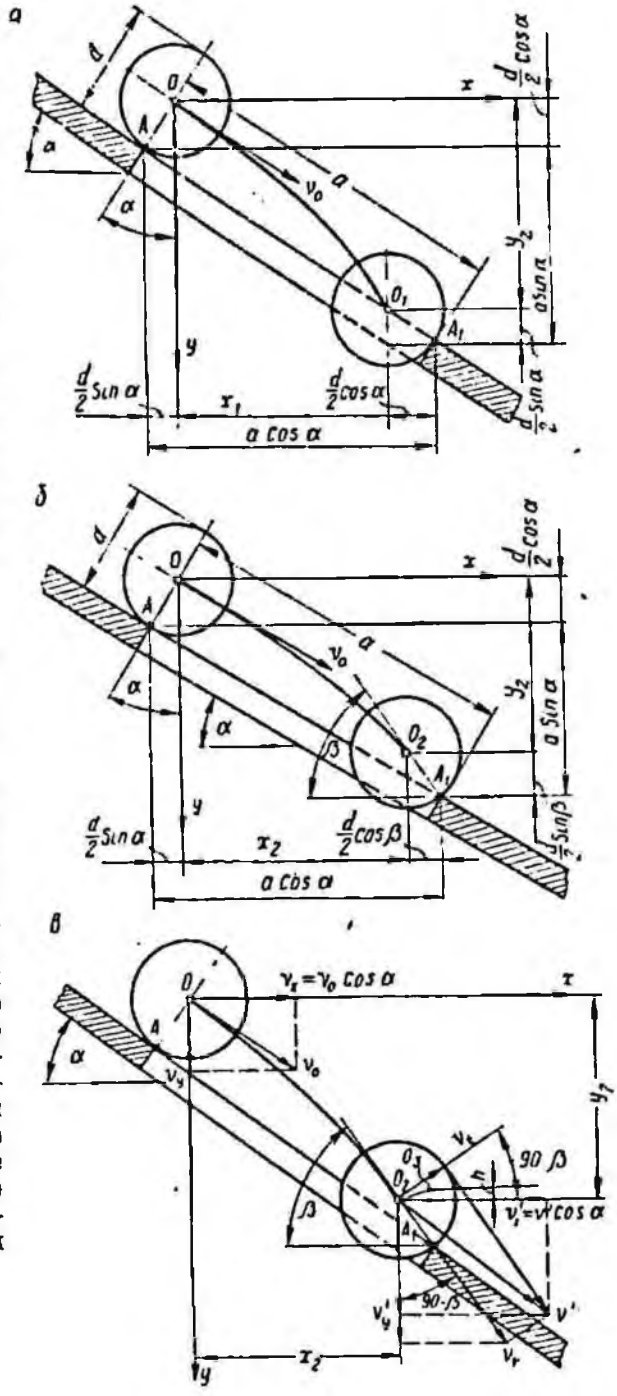


Рис. 67. Движение шарообразной частицы при ее удар о кромку ячейки:

а — восстанавливающий момент при ударе равен нулю; *б* — восстанавливающий момент не обращается в нуль (угол удара β); *в* — к определению максимально допустимой скорости

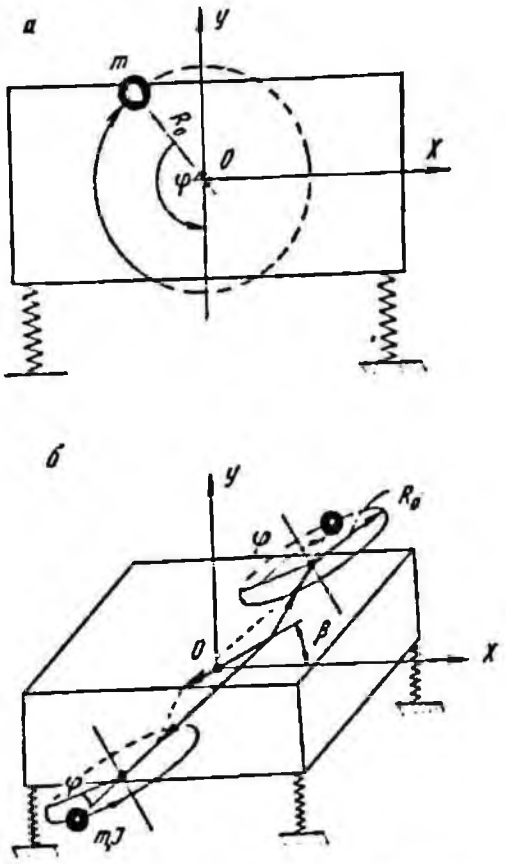


Рис. 69. Схема инерционного грохота:
а — с простым дебалансным вибратором; *б* — с самобалансным (двухвибраторным) приводом

ческая энергия вращательного движения $\frac{mv_t^2}{2}$ равна работе силы тяжести при подъеме центра частицы на высоту h, равную разности вертикальных отметок точек O_1 и O_2 (рис. 67, *в*). Например, углу наклона $\alpha = 20°$ соответствует $\beta = 60°45'$, откуда при $a = 12$ *мм* согласно формуле (78) предельная скорость

$$v_0 \leqslant 93\sqrt{a} = 0{,}32 \text{ м/сек}.$$

Из сравнения полученного результата с формулой (77) видно, что при внесении поправки с учетом угла удара критическая скорость увеличивается в 3 раза даже при режиме без подбрасывания материала. При режиме с подбрасыванием скорость движения, как показывают экспериментальные исследования, может быть повышена еще в 2—3 раза. Оптимальная скорость, зависящая от производительности грохота и необходимой эффективности грохочения, должна быть установлена экспериментально (см. рис. 65).

Глава VI

Механика грохотов и их технологический расчет

§ 23. Динамика и кинематика грохотов

В большинстве случаев на рудообогатительных фабриках применяются вибрационные (инерционные) грохоты с круговыми или прямолинейными колебаниями, возбуждаемыми дебалансными вибраторами. Круговые колебания создаются одновальным вибратором дебалансного типа (рис. 68, *а*), а прямолинейные — двухвибраторным приводом, состоящим из двух синхронизированных тем или иным способом вибраторов (рис. 68, *б*).

Если поместить начало координат O в средней точке оси вращения дебалансного вибратора (или в средней точке прямой, соединяющей центры вращения двух половин самобалансного) и направить ось OX параллельно плоскости сетки, а ось OY — перпендикулярно к ней, то, обозначая x и y координаты центра инерции вибрирующего рабочего органа, через M — его массу и через m — суммарную массу дебалансных грузов, можно записать уравнения движения короба, в следующем общем виде [1]:

$$\left.\begin{aligned} M\ddot{x} + K_x\dot{x} + C_x x = \\ = mE_1[\ddot{\varphi}\sin(\varphi+\psi) + \dot{\varphi}^2\cos(\varphi+\psi)]. \\ M\ddot{y} + K_y\dot{y} + C_y y = \\ = mE_2[\ddot{\varphi}\sin\varphi + \dot{\varphi}^2\cos\varphi], \\ I\ddot{\varphi} = mE_1\ddot{x}\sin(\varphi+\psi) - \\ - mE_2(\ddot{y}+g)\sin\varphi + L, \end{aligned}\right\} \quad (79)$$

где K_x и K_y — коэффициенты вязкого сопротивления (трение материала о сетку и др.);

C_x и C_y — коэффициенты жесткости упругих элементов, на которые опирается короб;

E_1 и E_2 — величины, пропорциональные эксцентриситету дебалансных грузов (R_0);

φ — угол поворота вала вибратора;

ψ — угол сдвига фаз;

I — момент инерции вращающихся деталей, приведенный к валу вибратора;

g — ускорение силы тяжести;

L — вращающий момент, передаваемый от электродвигателя валу вибратора за вычетом момента сил сопротивления в его подшипниках.

Входящие в уравнение величины E_1 и E_2 имеют следующие значения. Для машин с дебалансным вибратором (см. рис. 68, *а*) угол сдвига фаз ψ равен $\pi/2$, а $E_1 = E_2$ и каждая из них равна эксцентриситету дебалансных грузов

$$E_1 = E_2 = R_0.$$

Для машин с двухвибраторным приводом (рис. 68, *б*) угол сдвига фаз равен нулю ($\psi = 0$)

$$E_1 = -R_0 \cos\beta;\ E_2 = R_0 \sin\beta,$$

где β — угол наклона линии прямолинейных колебаний по отношению к оси OX.

Дифференциальные уравнения (79) охватывают самый общий случай движения, включая и неустановившийся режим — разбег и выбег.

При установившемся движении вращающий момент электродвигателя L остается постоянным; остается постоянной и угловая скорость вращения дебалансов $\omega = \dot{\varphi} = \text{const}$, а угловое ускорение равно нулю $\ddot{\varphi} = 0$. В этом случае первые два уравнения системы (79) допускают простое решение. Пренебрегая вязким сопротивлением, т. е. полагая $K_x = 0$ и $K_y = 0$, для грохота с дебалансным вибратором имеем

$$x = A\cos\omega t;\ y = A\sin\omega t. \qquad (80)$$

Здесь A — амплитуда, зависящая от соотношения масс M и m и упругости опор. Согласно равенствам (80) колебания короба вибрационного грохота с достаточным приближением можно считать круговыми. Аналогичный вид имеют уравнения прямолинейных колебаний для вибрационных грохотов с самобалансным вибратором [19].

Для качающихся грохотов применяется кривошипно-шатунный привод. В тех случаях, когда линия мертвых точек параллельна плоскости сетки (см. рис. 49), амплитуда прямолинейных колебаний сетки равна эксцентриситету вала ($A = r$). Если же она образует угол γ с горизонталью (см. рис. 48), то перемещение сетки в своей плоскости описывается уравнением

$$x = -\frac{r\cos(\alpha-\beta)}{\cos(\beta-\gamma)}\cos\omega t, \qquad (81)$$

где обозначения углов соответствуют схеме, изображенной на рис. 48, а угол поворота вала ($\omega t = \varphi$) отсчитывается от левой мертвой точки C_1 (см. рис. 48, *а*)

Проекция скорости короба на плоскость сетки как производная от перемещения будет

$$v = \frac{dx}{dt} = \frac{\omega r\cos(\alpha-\beta)}{\cos(\beta-\gamma)}\sin\omega t, \qquad (82)$$

а ускорение его в плоскости сетки

$$a = \frac{dv}{dt} = \frac{\omega^2 r\cos(\alpha-\beta)}{\cos(\beta-\gamma)}\cos\omega t. \qquad (83)$$

Аналогичные уравнения могут быть составлены для перемещения грохота перпендикулярно плоскости сетки y, а также для нормальной слагающей скорости v_n и нормального ускорения a_n.

Лежащая на сетке частица материала, весом G, остается на ней в относительном покое при малых ускорениях, но начинает скользить вдоль сетки в тот момент, когда силы, препятствующие относительному перемещению, становятся меньше слагающей силы инерции, направленной вдоль сетки. Из уравнения динамического равновесия, соответствующего этому моменту, определяется ускорение в момент начала скольжения вперед

$$a_k = \frac{g(f\cos\alpha - \sin\alpha)\cos(\beta-\gamma)}{\cos(\alpha-\beta) + f\sin(\alpha-\beta)}, \qquad (84)$$

где f — коэффициент трения покоя;
α, β, γ — соответствующие углы (см. рис. 48).

Аналогичный вид имеет выражение для ускорения в момент начала обратного скольжения частицы

$$a_q = \frac{g(f\cos\alpha - \sin\alpha)\cos(\beta-\gamma)}{\cos(\alpha-\beta) - f\sin(\alpha-\beta)}. \qquad (85)$$

В теории грохотов [94] имеют важное значение безразмерные параметры: безразмерный коэффициент ускорения при прямом скольжении

$$k = \frac{a_k}{\omega^2 r} \qquad (86)$$

и безразмерный коэффициент ускорения при обратном скольжении

$$q = \frac{a_q}{\omega^2 r}, \qquad (87)$$

где $\omega^2 r$ — центростремительное ускорение сетки.

Абсолютное значение параметров k и q и их сочетание определяют характер скоростного режима перемещающегося по грохоту материала.

§ 24. Скоростные диаграммы

В грохоте с прямолинейными колебаниями согласно уравнениям (81—83) перемещения и ускорения a короба, направ-

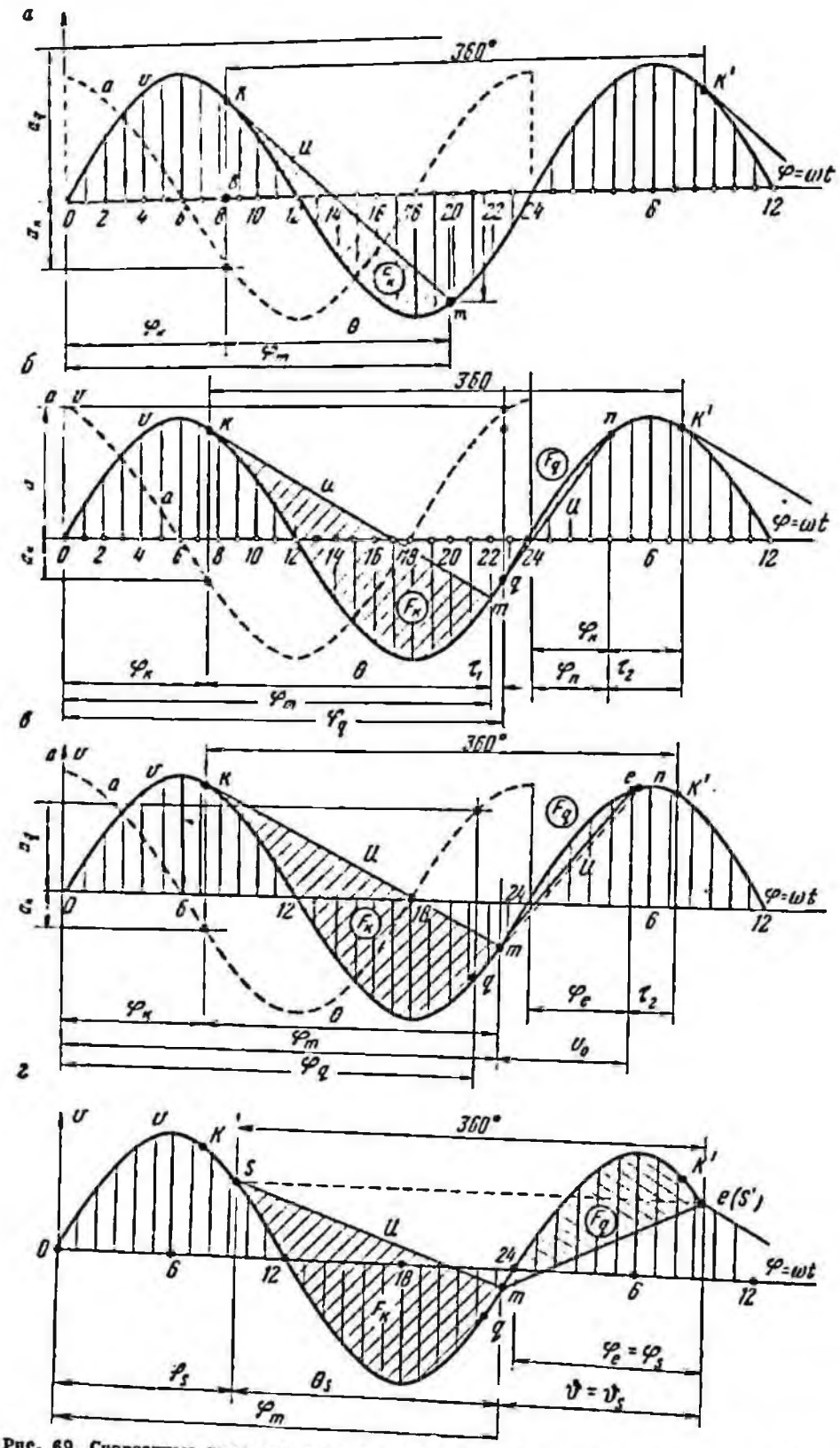


Рис. 69. Скоростные диаграммы горизонтального грохота с прямолинейными колебаниями:

а — режим без обратного скольжения материала; б — режим с двумя паузами; в — режим с одной паузой; г — режим со скольжением без пауз

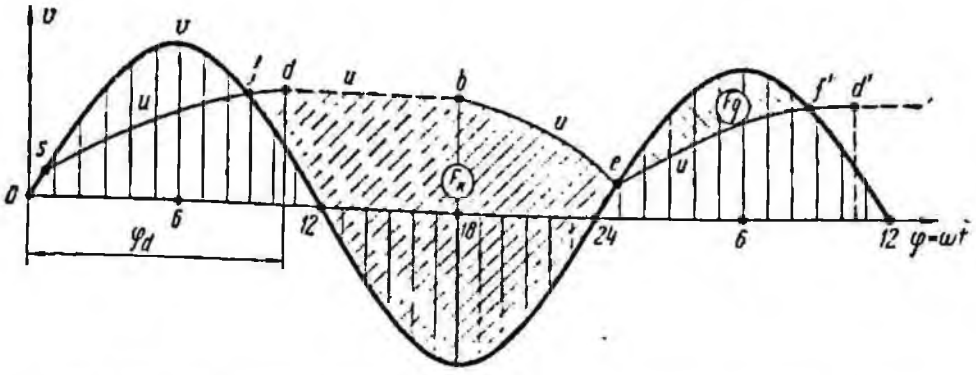


Рис. 70. Скоростная диаграмма грохота с прямолинейными колебаниями при режиме с подбрасыванием материала

ленные вдоль плоскости сетки, соответствуют закону косинусоиды, а скорость v такого продольного движения — закону синусоиды. В соответствии с этим на рис. 69 и 70 построены диаграммы скоростей и ускорений применительно к горизонтальному грохоту с прямолинейными колебаниями (по схеме рис. 50, *б*), для которого скоростные диаграммы имеют наиболее простой вид (все принципиальные выводы сохраняют силу и для более сложных случаев) [94, 99].

Грохот с прямолинейными колебаниями можно заставить работать на каком-либо характерном скоростном режиме путем подбора соответствующих параметров — скорости вращения n, амплитуды (полуразмаха) r колебаний и угла наклона α. На рис. 69 и 70 показано пять различных режимов, из которых четыре относятся к движению без подбрасывания частиц, а последний — с подбрасыванием.

По оси абсцисс всех диаграмм отложено время t или пропорциональный ему угол поворота рабочего вала $\varphi = \omega t$, где ω — угловая скорость вращения вала.

Весь полный период цикла (или полный угол 360°, соответствующий одному обороту вала) разбит на 24 части, из которых первые 12 соответствуют ходу короба вперед (по направлению подачи материала), а вторые от (12 до 24) — ходу короба назад.

Слагающая v скорости грохота, направленная вдоль плоскости сетки, изображается на всех диаграммах синусоидой $OKmK'$; слагающая ускорения грохота a представлена косинусоидой, нанесенной на диаграммах пунктиром. Через u обозначена скорость продольного движения находящихся на сетке частиц.

Слагающая v изменяется по закону синусоиды от нуля (в момент $t = 0$) до максимума $v_{max} = \omega r$, соответствующего точке 6 оси абсцисс, т. е. повороту вала на угол $\varphi = 90°$. В течение этого времени частица движется как одно целое с сеткой и поэтому кривая ее продольной скорости u (слагающая вдоль сетки) во всех случаях движения без подбрасывания совпадает с синусоидой v.

На рис. 69, *а* показана диаграмма простейшего тихоходного режима. В начале цикла частицы материала движутся вместе с сеткой, но в некоторый момент t_k, отвечающий точке k с абсциссой Ob («угол отрыва» φ_k), отрицательное ускорение (замедление) сетки a_k при ходе вперед становится настолько большим, что сила инерции оказывается больше силы трения и потому частицы начинают скользить относительно сетки вперед (по ходу материала). В момент начала скольжения $u = v_k$, но далее, в период между точками k и m, кривая скорости u частицы не совпадает с синусоидой, а изобразится линией km (прямой или в более общем случае некоторой кривой), которой соответствует угол поворота θ.

Скольжение вперед заканчивается в момент, соответствующий точке m (угол φ_m — угол встречи), когда скорости u и v опять становятся равными ($u = v$). После точки m до конца оборота вала и далее до новой точки отрыва k' (следующего цикла) кривая скорости материала u совпадает с синусоидой скорости грохота, так как здесь $u = v$.

При рассмотренном тихоходном режиме скольжение происходит только один раз за весь цикл и притом только вперед, в сторону подачи (между точками k и m); обратное скольжение материала отсутствует. За весь цикл имеет место одна пауза (когда относительное движение прекращается) между точками m и k'. Пройденный в период скольжения путь, или подача за один цикл, графически изобразится на скоростной диаграмме заштрихованной площадкой F_k.

Увеличивая число оборотов вала, можно перейти от режима с одной длительной

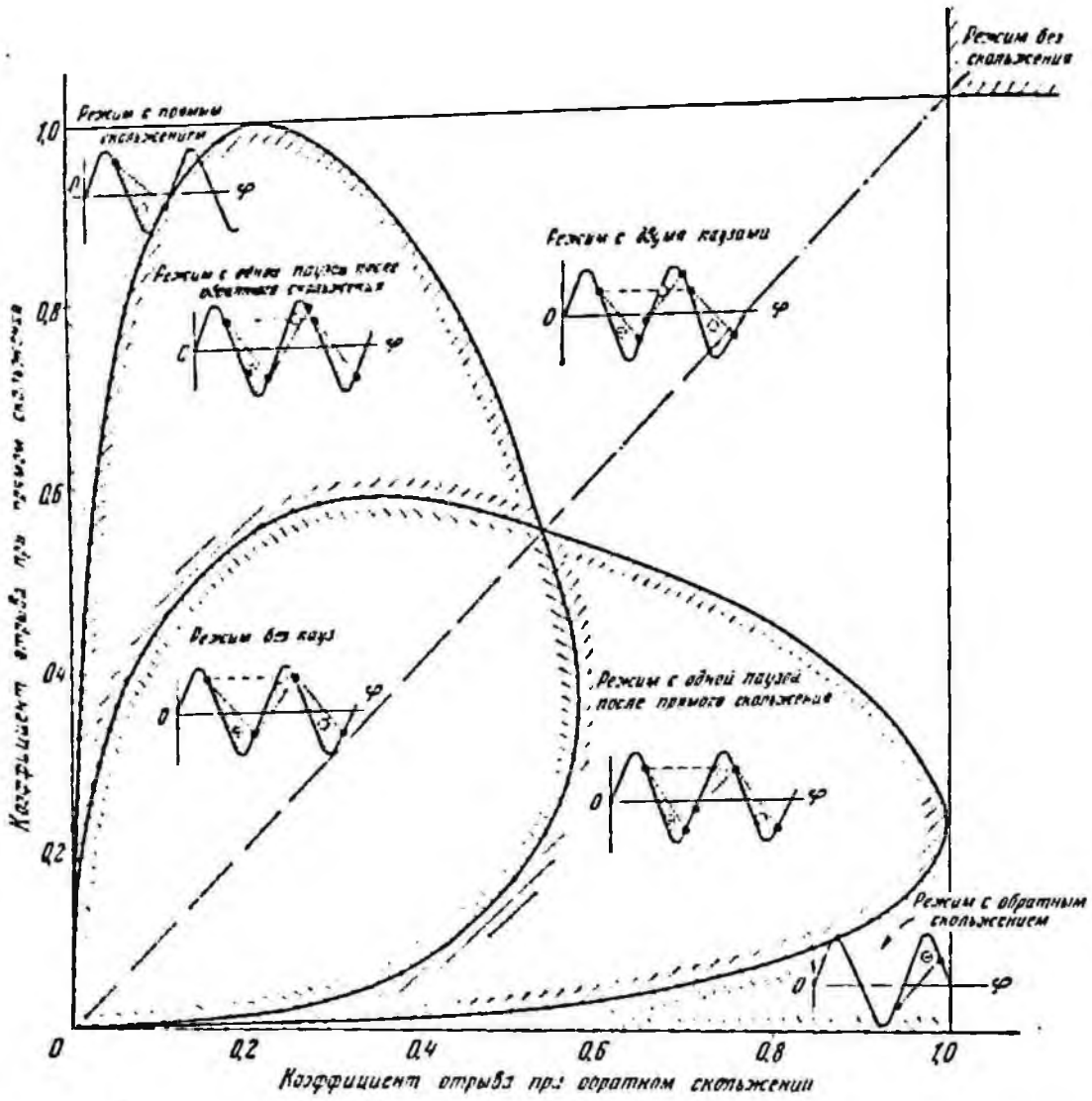


Рис. 71. Распределение скоростных режимов без подбрасывания (по И. И. Блехману и Г. Ю. Джанелидзе)

паузой к режиму с двумя паузами (рис. 69 *б*). Помимо скольжения вперед между k и m (см. площадку F_k) имеется и обратное скольжение материала между точками q и n (см. площадку F_q, ограниченную отрезком синусоиды и прямой qn). В данном случае подача, т. е. абсолютное перемещение за один ход, определится разностью площадок $F_k - F_q$.

Совместное движение частицы и сетки («паузы» τ_1 и τ_2) имеют место дважды в течение одного цикла: между точками m и q, а затем между n и k' (где q — точка отрыва при обратном скольжении, а n — вторая точка встречи).

Возможен также тихоходный режим с одной короткой паузой ek' (рис. 69, *в*), если момент «встречи» и начало обратного скольжения (точка m) наступает позже теоретически возможной второй точки отрыва q.

Увеличивая и далее скорость вращения кривошипа, можно заставить грохот работать в быстроходном режиме — со скольжением без пауз (рис. 69, *г*), когда конец обратного скольжения (точка e) первого цикла (sme) совпадает с началом прямого скольжения s' следующего цикла (следующего оборота вала). Здесь подача также определяется разностью площадок

$$F_k - F_q.$$

Если траектория движений точек сетки не лежит в плоскости самой сетки, а направление ее колебаний образует с плоскостью сетки некоторый острый угол ε (см. рис. 48, *а*), то, кроме рассмотренных скоростных режимов с прямым и обратным

скольжением, возможен также режим с подбрасыванием материала (см. рис. 70).

При таком режиме в начале цикла (точка *s*) происходит обратное скольжение (*sf*), так как скорость частицы *u* меньше скорости грохота *v*, затем — прямое скольжение (*fd*), где $u > v$. В некоторый момент, которому на диаграмме отвечает точка *d* или угол φ_d (угол подбрасывания), давление скользящего вперед материала на плоскость сетки понижается до нуля и частицы теряют связь с грохотом, начиная двигаться дальше по принципу свободно брошенного тела — по параболическим траекториям. Продолжительности полета частиц соответствует на диаграмме пунктирный участок *db*. Свободный полет заканчивается падением частиц на плоскость сетки (точка *b*), после чего продолжается прямое скольжение (участок *be*). На этом первый цикл заканчивается. Затем снова начинается скольжение второго цикла (участок *ed'*, равноценный участку *sd*). По окончании скольжения начинается новый свободный полет (точка *d'*) и т. д. Подача за один ход определяется разностью площадок $F_k - F_q$.

Одной из разновидностей режима с подбрасыванием является высокочастотный, соответствующий столь значительной угловой скорости приводного вала, при которой период полного цикла изменения скорости частиц уже превышает продолжительность одного оборота вала и совпадает с двумя или тремя его оборотами. На соответствующей скоростной диаграмме цикл *sde* растягивается на две или три волны основной синусоиды.

Для грохотов с прямолинейным движением распределение всех скоростных режимов без подбрасывания можно графически изобразить в виде **зональной диаграммы**, предложенной И. И. Блехманом и Г. Ю. Джанелидзе [19] (рис. 71). На осях координат ее отложены безразмерные параметры $k = \frac{a_k}{\omega^2 r}$ и $q = \frac{a_q}{\omega^2 r}$ [см. формулы (86) и (87)]. На рис. 71 схематически нанесены скоростные диаграммы, соответствующие шести возможным режимам без подбрасывания (из них четыре были показаны на рис. 69).

Подробный анализ [99] показывает, что для грохотов с круговым движением действительны все формулы, выведенные для грохотов с прямолинейными колебаниями, если только в исходные уравнения вместо истинных углов отрыва и встречи ввести так называемые кажущиеся углы, равные сумме истинных углов и угла трения. Поэтому все рассмотренные скоростные диаграммы в принципе сохраняют силу и для круговых грохотов, но вместо прямых линий скорость *u* изображается кривыми. Количество возможных вариантов увеличивается.

Помимо установившихся «регулярных» режимов с постоянной скоростью подачи возможны также режимы с ускоренным движением, при котором скорость подачи непрерывно возрастает по мере перемещения материала вдоль сетки [20].

§ 25. Параметры механического режима грохота

Амплитуда. Для быстроходных наклонных грохотов инерционного и гирационного типа амплитуда *r* (полуразмах) колебаний короба выбирается в зависимости от размеров отверстий просеивающей поверхности *a*. Эмпирическая формула, определяющая нижний предел для *r* [99], имеет вид

$$r \geqslant 0{,}15a + 1, \text{ мм}. \qquad (88)$$

Амплитуда ранее изготовлявшихся грохотов (см. табл. 21—23), соответствовала этому нижнему пределу. Однако выбирать амплитуду по нижнему пределу целесообразно только для работы со сравнительно малой производительностью. При форсированной работе, для которой предназначены грохоты новых конструкций, амплитуда должна быть значительно повышена. Так, в новых грохотах тяжелого типа ГИТ52 амплитуда увеличена до 7 *мм* (см. табл. 21) вместо 4 *мм*, принятых для грохота 173-Гр тех же размеров (1750 × 3500 *мм*), при почти одинаковой скорости вращения (в новых грохотах 185Б-Гр и ГИТ71 амплитуды также увеличены до 6—8 *мм*). В результате сравнительных испытаний установлено, что производительность нового грохота ГИТ52 заметно повысилась. Поэтому для высокопроизводительных грохотов принимается соотношение

$$r \geqslant 0{,}3a + 1, \text{ мм}. \qquad (89)$$

Последнему при $a = 20$ *мм* соответствует $r = 7$ *мм* (ГИТ52).

На некоторых ДСФ Криворожского железорудного бассейна установлены инерционные грохоты 1250 × 2500 *мм* с колосниковой решеткой ($a = 25$ *мм*), для которых также принято $r = 0{,}3 \cdot 25 + 1 = 8{,}5$ *мм*.

Скорость вращения рабочего вала. Принимаемая машиностроительными заводами скорость вращения рабочего вала *n* находится в зависимости от амплитуды; произведение двойной амплитуды (*мм*) на скорость вращения

об/мин) берется, как правило, не менее 6000

$$(2rn) \geqslant 6000. \qquad (90)$$

Для большинства грохотов старых конструкций это произведение близко к 6000—7000 (см. табл. 21 и 23). Однако в связи с необходимостью повышения амплитуды для новых высокопроизводительных грохотов этот параметр берется значительно большим

$$(2rn) \geqslant 10\,000. \qquad (91)$$

Такое соотношение действительно для ГИТ52 (где $2rn = 2 \cdot 7 \cdot 735 \approx 10\,000$) и для ГИТ-71 (где $2rn = 2 \cdot 8 \cdot 650 \approx 10\,000$).

§ 26. Скорость подачи материала

Грохоты с круговыми движениями. Для наклонных грохотов с круговым движением [99] предложена следующая **эмпирическая** формула для вычисления скорости подачи

$$v = \frac{K_Q N}{1000} \frac{n^2 r}{g} (1 + 22)\sqrt{\operatorname{tg}^2 \alpha}) \frac{\alpha}{18}, \; м/сек, \qquad (92)$$

где K_Q — поправка на пропускную способность грохота;

N — постоянный коэффициент, равный 0,18 *мм/сек*;

n — скорость вращения вала, *об/мин*;

r — амплитуда (радиус) круговых колебаний, *м*;

g — ускорение свободного падения, равное 9,81 *м/сек*^{2};

α — угол наклона грохота, *град*.

При пропускной способности $Q_1 = 50$ *м*^{3}*/м·ч* (где Q_1 — объемная производительность, отнесенная на 1 *м* ширины грохота) коэффициент $K_Q = 1$; при других значениях Q_1 он берется по табл. 26.

Теоретическая формула для вычисления средней скорости подачи материала для грохота с круговым движением [20] имеет вид

$$v = \omega r \sqrt{1 - \left(\frac{PK_R}{w_0}\right)^2} + \frac{Pg}{\omega} \frac{2-f}{f} \sin \alpha, \; м/сек, \qquad (93)$$

где ω — угловая скорость, *1/сек*;

P — параметр, зависящий от коэффициента восстановления R при ударе и относительного ускорения w_0,

K_R — параметр, зависящий от коэффициента восстановления R

$$K_R = \frac{1-R}{1+R}; \qquad (94)$$

$w_0 = \dfrac{\omega^2 r}{g \cos \alpha}$ — относительное ускорение (выраженное в долях ускорения силы тяжести);

f — коэффициент трения руды о металл.

Для расчетов приближенно принимают коэффициент восстановления при ударе $R \approx 0{,}2$, откуда по формуле (94)

$$K_R = \frac{1-0{,}2}{1+0{,}2} = 0{,}67.$$

Соответствующие этой величине значения параметра P приведены в табл. 27.

По данным завода Аллис-Чалмерс рекомендуется при амплитуде колебаний грохота 8 *мм* и $n = 950$ *об/мин* скорость подачи материала принимать $v = 0{,}6 \div 0{,}7$ *м/сек* при угле наклона $\alpha = 20°$ и $v = 0{,}7 \div 0{,}8$ *м/сек* при угле наклона $\alpha = 25°$.

Расчет по формулам (92) и (93) дает результаты, близкие к опытным и каталожным данным. Методика расчета может быть проиллюстрирована на конкретном примере.

Грохот гирационный 1250 × 2500 *мм*; скорость вращения $n = 1300$ *об/мин*, эксцентриситет $r = 0{,}0025$ *м*; угол наклона

Таблица 26

Поправочный коэффициент K_Q на пропускную способность грохота [к формуле (92)]

Пропускная способность грохота Q_1, *м*^{3}*/м·ч*	25	30	35	40	45	50	55	60	70	80	100	120	180
Поправочный коэффициент K_Q	1,7	1,4	1,25	1,15	1,05	1,0	0,95	0,92	0,89	0,85	0,80	0,78	0,75

короба $\alpha = 20°$; сетка с квадратными отверстиями $a = 12$ *мм*. Рассеву подвергается богатая железная руда ($\delta = 2{,}4$ *т/м*³); производительность по питанию $Q = 120$ *т/ч*. Определить скорость подачи v и условную толщину слоя h.

а) Расчет по эмпирической формуле (92).

Полная объемная производительность

$$Q_0 = \frac{Q}{\delta} = \frac{120}{2{,}4} = 50 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

При полезной ширине грохота $B_0 = 0{,}95 \cdot 1{,}250 = 1{,}2$ *м* пропускная способность составляет

$$Q_1 = \frac{Q_0}{B_0} = \frac{50}{1{,}2} = 42 \text{ м}^3/\text{м} \cdot \text{ч}.$$

По табл. 26 этой пропускной способности соответствует поправочный коэффициент (интерполяция) $K_Q = 1{,}11$.

Углу наклона $\alpha = 20°$ соответствует

$$\sqrt{\operatorname{tg}^3 \alpha} = \sqrt{0{,}364^3} = 0{,}22.$$

После подстановки в формулу (92) будем иметь

$$v = \frac{K_Q N}{1000} \cdot \frac{n^2 r}{g} (1 + 22\sqrt{\operatorname{tg}^3 \alpha}) \frac{\alpha}{18} =$$

$$= \frac{1{,}11 \cdot 0{,}18}{1000} \cdot \frac{1300^2 \cdot 0{,}0025}{9{,}81} (1 + 22 \cdot 0{,}22) \frac{20}{18} =$$

$$= 0{,}56 \text{ м/сек}.$$

б) Расчет по теоретической формуле (93).

В условиях рассматриваемого примера ($n = 1300$ *об/мин*; $r = 0{,}0025$ *м*; $\alpha = 20°$; $Q_0 = 50$ *м*³/*ч*) угловая скорость

$$\omega = \frac{\pi n}{30} = \frac{3{,}14 \cdot 1300}{30} = 136{,}1 \text{ 1/сек};$$

относительное ускорение

$$w_0 = \frac{\omega^2 r}{g \cos \alpha} = \frac{136^2 \cdot 0{,}0025}{9{,}81 \cdot 0{,}94} = 5.$$

Если коэффициент восстановления при ударе $R = 0{,}2$, то по формуле (94)

$$K_R = \frac{1 - R}{1 + R} = \frac{1 - 0{,}2}{1 + 0{,}2} = 0{,}67.$$

При $w_0 = 5$ по табл. 27 $P = 6{,}7$.

Коэффициент трения железной руды о поверхность стального сита лежит в пределах $f = 0{,}57$—$0{,}84$ [92].

Принимаем $f = 0{,}6$.

После подстановки в формулу (93) численного значения буквенных величин находим

Таблица 27

Параметр P [к формуле (93)]

Относительное ускорение w_0 (w)	2	3	4	5	6	7
Параметр P (при $R = 0{,}2$ и $K_R = 0{,}67$)	3	4	5,2	6,7	8,1	9,5

$$v = \omega r \sqrt{1 - \left(\frac{P K_R}{w_0}\right)^2} + \frac{Pg}{\omega} \frac{2 - f}{f} \sin \alpha =$$

$$= 136 \cdot 0{,}0025 \sqrt{1 - \left(\frac{6{,}7 \cdot 0{,}67}{5}\right)^2} + \frac{6{,}7 \cdot 9{,}81}{136} \cdot \frac{2 - 0{,}6}{0{,}6} \sin 20° = 0{,}53 \text{ м/сек}.$$

При $\alpha = 20°$ и $Q_1 = 42$ *м*³/*м*·*ч* экспериментально полученная величина $v \cong 0{,}5$ *м/сек* (см. рис. 65). Таким образом, расчет по обеим формулам дает результаты, близкие к опытным данным.

При $Q_1 = 42$ *м*³/*м*·*ч* и $v = 0{,}5$ *м/сек* условная толщина слоя составит

$$h = \frac{Q_1}{3600 v} = \frac{42}{3600 \cdot 0{,}5} \approx 0{,}023 \text{ м}.$$

Скорость подачи для грохотов с прямолинейным движением. Для горизонтальных грохотов с прямолинейными колебаниями, направленными под углом ε к плоскости сетки, предложена эмпирическая формула [94]

$$v = \frac{\sqrt{2}}{60} \pi r n \cos \varepsilon, \qquad (95)$$

и теоретическая [20]

$$v = \frac{Pg}{\omega} K_R \operatorname{ctg} \varepsilon. \qquad (96)$$

Здесь приняты те же обозначения, что и в формуле (93), но относительное ускорение в этом случае вычисляется по формуле

$$w = \frac{\omega^2 r \sin \varepsilon}{g}. \qquad (97)$$

Например, для горизонтального вибрационного грохота-питателя, имеющего частоту вибраций $n = 1680$ в 1 *мин*, амплитуду (полуразмах) $r = 0{,}002$ *м*, угол между направлениями линии колебаний

и плоскостью сетки $\varepsilon = 45°$ (для которого $\cos\varepsilon = \cos 45° = 0{,}707$; $\operatorname{ctg}\varepsilon = 1$), скорость подачи по эмпирической формуле (95) $v = \frac{1{,}41}{60}\pi rn\cos\varepsilon = \frac{1{,}41}{60} \times$ $\times 3{,}14 \cdot 0{,}002 \cdot 1680 \cdot 0{,}707 = 0{,}18$ *м/сек*.

При расчете по теоретической формуле (96) предварительно находим

$$\omega = \frac{\pi n}{30} = \frac{3{,}14 \cdot 1680}{30} = 176{,}1\ 1/сек;$$

относительное ускорение по формуле (97)

$$w = \frac{\omega^2 r \sin\varepsilon}{g} = \frac{176^2 \cdot 0{,}002 \sin 45°}{9{,}81} = 4{,}5.$$

Интерполируя по табл. 27, определяем параметр P

$$P = \frac{5{,}2 + 6{,}7}{2} = 5{,}95.$$

Принимая коэффициент восстановления $R = 0{,}2$, находим второй параметр $K_R = 0{,}67$.

Подстановка в формулу (96) дает для скорости подачи

$$v = \frac{PR}{\omega} K_R \operatorname{ctg}\varepsilon = \frac{5{,}95 \cdot 9{,}81}{176} \times$$

$$\times 0{,}67 \cdot 1 = 0{,}2\ м/сек.$$

Экспериментально найденная скорость в данном случае $v = 0{,}19$ *м/сек* [94]. Таким образом, оба метода расчета дают результаты, близкие к полученному в опыте, причем расхождения лежат в пределах $\pm 5\%$.

§ 27. Технологический расчет быстроходных грохотов

Технологический расчет грохотов сводится к определению размеров просеивающей поверхности F ($м^2$) по заданной производительности Q ($т/ч$) и необходимой точности грохочения ε (%).

Предварительно по весу единицы объема материала в насыпке δ ($т/м^3$) вычисляют объемную производительность $Q_0 = \frac{Q}{\delta}$ ($м^3/ч$), так как в справочных данных фигурирует допускаемая удельная объемная производительность (отнесенная к 1 $м^2$ поверхности):

$$q_0 = \frac{Q_0}{F},\ м^3/м^2 \cdot ч.$$

Точность грохочения (эффективность) ε может быть задана на основе практических соображений или должна быть определена по допустимой «замельченности» надрешетного продукта Φ, т. е. допустимому содержанию в нем подлежащих отсеву мелких классов (меньше отверстий сетки). В этом случае ε вычисляется по формуле (47) или определяется по рис. 61.

Для расчета производительности грохотов предложено несколько формул. Все они являются модификациями общей формулы

$$Q_0 = Kq_0F,\ м^3/ч. \qquad (98)$$

В этой формуле коэффициент пропорциональности K определяется опытным или расчетным путем.

Различные способы расчета отличаются принимаемой удельной производительностью q_0 и коэффициентом пропорциональности K. Эти параметры зависят от ряда факторов, главнейшие из которых: необходимая точность грохочения, характеристика крупности исходного материала, физико-механические особенности руды и параметры скоростного (механического) режима грохота.

Расчет неподвижных колосниковых, дуговых, валковых и барабанных грохотов приведен в §§ 10—15. Здесь приводятся формулы для технологического расчета быстроходных грохотов с круговым движением типа ГИТ и ГГТ.

Расчет по способу ВНИИСтройдормаш. Для объемной производительности по исходному материалу ВНИИСтройдормаш [26] рекомендуется формула

$$Q_0 = q_0FK_1K_2M,\ м^3/ч, \qquad (99)$$

где q_0 — удельная объемная производительность, $м^3/м^2 \cdot ч$;

K_1, K_2, M — поправочные коэффициенты.

Значения этих величин приведены в табл. 28.

В формулу (99) не входит точность грохочения (эффективность), поэтому результаты расчета не дают возможности оценить качество разделения на грохоте [1].

Расчет грохотов для рассева угля. Выполняется по формуле, аналогичной формуле (99), но отличающейся от нее численным значением поправочных коэффициентов [119].

Расчет грохотов по каталожным данным. Продолжительное время расчет проводился по формуле

$$Q_0 = q_0F\,[K_1K_2K_3NSP], \qquad (100)$$

где K_1, K_2, K_3, N, S и P — поправочные коэффициенты.

[1] Подробный анализ формулы (99) и сопоставление ее с другими приведены в работе [101].

Таблица 28

Удельная объемная производительность и поправочные коэффициенты в формуле (99)

Размер отверстий сита a, мм . .	5	7	10	16	22	26	35	42	48	52	65	80	85
Удельная объемная производительность q_0, $м^3/м^2 \cdot ч$ (для горизонтальных грохотов и для наклонных с углом 17—19°)	18	22	28	38	45	49	58	64	69	71	80	89	92

Содержание подлежащих отсеву мелких классов в исходном материале a_0, %	10	20	30	40	50	60	70	80	90
Коэффициент K_1	0,58	0,66	0,76	0,84	0,92	1,00	1,08	1,17	1,27

Содержание в подрешетном продукте классов меньше половины отверстия сита, %	10	20	30	40	50	60	70	80	90
Коэффициент K_2	0,63	0,72	0,82	0,91	1,0	1,09	1,18	1,28	1,37

Положение грохота . .	Наклонный грохот		Горизонтальный грохот	
Исходный материал . .	Продукт дробления	Песчано-гравийная смесь	Продукт дробления	Песчано-гравийная смесь
Коэффициент M	0,5	0,6	0,65	0,8

Таблица 29

Значения удельной производительности q_0

Показатель	Размеры ячеек сита в дюймах и миллиметрах								
	1/8 3,18	1/4 6,35	1/2 12,7	3/4 19	1 25,4	1 1/2 38,1	2 50,8	3 76,3	4 102
Удельная производительность q_0, $м^3/м^2 \cdot ч$:									
по старым каталогам .	—	13,6	20,0	28,0	31	37	42	55	63
по новым каталогам . .	6,2	12,5	18,7	23,1	28,1	31,2	35,6	43,8	54
по эмпирической формуле (104)	6,25	13,5	20,6	24,9	28,0	32,2	—	—	—
по эмпирической формуле (105)	—	—	—	—	—	—	37,5	47,0	53,5

Таблица 30

Поправочные коэффициенты по данным каталогов

Содержание в исходном питании частиц крупных классов, больше отверстия сита (100 — α_0), %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90
Поправочный коэффициент K_1 (по старым и новым каталогам)	0,94	0,97	1,0	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,0	3,6
Содержание частиц мельче половины отверстия сита ($\alpha_{0,5}$), %	10	20	30	40	50	60	70	80	90	
Поправочный коэффициент K_2 по старым каталогам	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	
То же, по новым каталогам . .	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	
Точность отсева (эффективность) ε, %	80	85	87,5	90	92	93	94	95	96	98
Поправочный коэффициент K_3 (по старым каталогам)	1,45	1,28	1,20	1,11	1,0	0,95	0,89	0,80	0,67	0,44

Значения удельной производительности приведены в табл. 29, поправочных коэффициентов K_1, K_2 и K_3 — в табл. 30.

Коэффициентом K_1 учитывается содержание в исходном питании крупных классов; коэффициентом K_2 — содержание в исходном питании классов мельче половины отверстия сита; коэффициентом K_3 — точность грохочения (эффективность).

Коэффициент N — поправка на особенности исходного материала: для дробленой руды и породы $N = 1$; для песчано-гравийной смеси $N = 1{,}25$; для угля $N = 1{,}5$.

Коэффициент S — поправка на влажность исходного материала: при ситах мельче 25 *мм* для сухого материала $S = 1$; для влажного $S = 0{,}25$—$0{,}75$; для комкующегося $S = 0{,}2$—$0{,}6$; при ситах больше 25 *мм* $S = 0{,}9$—1 в зависимости от содержания влаги.

Коэффициентом P учитывается способ грохочения; при ситах мельче 25 *мм* $P = 1$ для сухого способа и $P = 1{,}25$—$1{,}4$ при грохочении с орошением; при ситах больше 25 *мм* $P = 1$ при любом способе.

В настоящее время значения q_0 и коэффициента K_2 в формуле (100) являются устаревшими.

По данным новых каталогов производительность рассчитывается по формуле

$$Q_0 = q_0 F K_1 K_2. \qquad (101)$$

Таблица 31

Параметры грохочения, рекомендуемые в новых каталогах

Крупность питания, *мм*	Отверстия сетки a, *мм*	Амплитуда колебаний r, *мм*	Число колебаний n в 1 *мин*	Угол наклона грохота α, *град*	Приблизительная скорость движения материала v, *м/сек*
—13 +0	2,36	8	950	20	0,60—0,67
—25 +0	19	8	950	20	0,67—0,74
—100 +0	25	8	950	20	0,74—0,82
—200 +0	75	9,5	850	20	0,84

Удельная объемная производительность q_0 в новых каталогах зарубежных машиностроительных фирм принимается для мелких сеток (мельче 5 *мм*) такой же, как и ранее, а для средних и крупных сеток — меньшей. Анализ показал, что новые нагрузки меньше старых на 10—15%.

Поправочные коэффициенты также изменились по сравнению с прежними: коэффициент K_1, которым учитывается содержание крупных классов, остался без изменения, но второй коэффициент K_2 в нескольких случаях существенно повышен (см. табл. 30). Поправка на эффективность грохочения в новых каталогах не приводится (повидимому, нагрузки q_0 относятся к точности отсева $\varepsilon = 90$—92%). Взамен этого рекомендуются оптимальные параметры

механического режима (табл. 31), при которых обеспечивается наибольшая эффективность грохочения при выбранной удельной производительности.

Расчет по приближенной формуле. Приближенная формула для ориентировочного определения объемной производительности грохотов с круговым движением приведена в работе [98]

$$Q_0 = q_0 F [K_1 K_2 K_3 K_4 K_5 K_6 K_7 K_8], \ м^3/ч, \quad (102)$$

где q_0 — удельная объемная производительность, $м^3/м^2 \cdot ч$;

F — полезная площадь сита, $м^2$;

$K_1, K_2, \ldots, K_8$ — поправочные коэффициенты.

Удельная (объемная) производительность q_0. В результате обработки полулогарифмической диаграммы $q_0 = f(a)$ для соответствующих участков кривой в работе [98] получены следующие уравнения для удельной объемной производительности:
при мелких сетках (меньше 3 *мм*)

$$q_0 = 4 \lg \frac{a}{0{,}08}; \quad (103)$$

при средних сетках (от 6 до 40 *мм*)

$$q_0 = 24 \lg \frac{a}{1{,}74}; \quad (104)$$

при крупных сетках (больше 40 *мм*)

$$q_0 = 51 \lg \frac{a}{9{,}15}, \quad (105)$$

где a — размер отверстия сетки, *мм*.

Вычисленные значения q_0 приведены в табл. 29. В табл. 32 приведена удельная производительность для сеток с квадратными отверстиями, рассчитанная по формулам (103—105).

Поправки на гранулометрический состав исходного питания K_1 и K_2. Согласно типовым характеристикам К. А. Разумова [122] в области мелких классов характеристики продуктов щековой и конусных дробилок весьма близки к прямым линиям (см. рис. 3). Поэтому содержание частиц, мельче половины отверстия сита $\alpha_{0,5}$ приблизительно в два раза меньше, чем содержание всех подлежащих отсеву классов (меньших отверстия) α_0

$$\alpha_{0,5} \approx \frac{1}{2} \alpha_0.$$

На этом основании, пользуясь данными табл. 30, можно показать, что произведение двух основных коэффициентов $K_1 \cdot K_2$ близко к единице. Отсюда при ориентировочных расчетах во всех случаях, когда α_0 лежит в пределах от 30 до 90%, принимается $(K_1 \cdot K_2) \approx 1$.

Поправка на эффективность грохочения K_3. Берется по табл. 30 или по формуле Механобра, полученной на основе испытаний (см. рис. 65):

$$K_3 = \frac{100 - \varepsilon}{8}. \quad (106)$$

В формуле (106) ε выражено в %.

Соответствующие значения K_3 приведены в табл. 32.

Поправка на несовершенство условий грохочения K_4. Формулы (103—106) справедливы лишь при оптимальных угле наклона грохота $\alpha_{опт}$, скорости вращения $n_{опт}$ и амплитуде $r_{опт}$. Для того чтобы учесть отклонения от оптимума, а также другие факторы, в расчетную формулу вводится поправочный коэффициент K_4 на условия грохочения. Он должен определяться опытным путем. В первом приближении K_4 принимается в зависимости от произведения $2rn$ (см. табл. 32).

Поскольку коэффициентом K_4 учитывается не только механический режим, но и другие факторы (влажность руды, ее сыпучесть, грохотимость и т. д.), при технологическом расчете грохота целесообразно уточнение поправки K_4 по экспериментальным данным для аналогичных руд.

Поправка K_5 на положение сетки в коробе. Для верхней сетки принимается $K_5 = 1$, для нижней (при двухситном грохоте) $K_5 = 0{,}75—0{,}8$.

Остальные поправочные коэффициенты имеют те же значения, что и в формулах старых каталогов ($K_6 = N$ учитывает особенность исходного материала, $K_7 = S$ — влажность, $K_8 = P$ — способ грохочения, см. табл. 32).

Приведенные формулы относятся к расчету производительности наклонных грохотов. Для горизонтальных грохотов в литературе не опубликовано достаточно подробных данных за исключением рекомендаций ВНИИСтройдормаша, по которым производительность этих грохотов при прочих равных условиях несколько выше, чем наклонных (см. M в табл. 28).

Таблица 32

Сводные данные к расчету грохотов по приближенной формуле (102) *

Отверстия сетки a, мм	4	5	6	8	10	12	14	16	20	25	30	40	50	60	80	100
Удельная объемная производительность, рассчитанная по формулам (103—105) q_0, $м^3/м^2 \cdot ч$	8,7	11	12,9	15,9	18,2	20,1	21,7	23,1	25,4	27,8	29,6	32,6	37,5	41,5	48	53
Эффективность грохочения e, %	85		87,5		90		92		92,5		93		94		95	96
Поправочный коэффициент по формуле (106) $K_3 = \frac{100 - e}{8}$	1,87		1,56		1,25		1,0		0,94		0,88		0,75		0,63	0,5

Произведение $2r$ (удвоенной амплитуды $2r$ на скорость вращения n), мм · об/мин	6000	8000	10 000	12 000
Поправочный коэффициент K_4 . .	0,65—0,7	0,75—0,80	0,85—0,90	0,95—1,0

Положение сетки в грохоте	Верхнее сито	Нижнее сито
Поправочный коэффициент K_5	1,0	0,75—0,80

Исходный материал	Дробленая руда	Песчано-гравийная смесь	Уголь
Поправочный коэффициент K_6 . .	1	1,25	1,5

Отверстия сетки a, мм	Меньше 25 мм			Больше 25 мм
Материал	Сухой	Влажный	Комкующийся	—
Поправочный коэффициент K_7 . .	1	0,25—0,75	0,2—0,6	0,9—1

Исходный материал	Руда и песчано-гравийная смесь		Уголь
Способ грохочения	Сухое грохочение	С орошением	Сухое и с орошением
Поправочный коэффициент K_8 . .	1	1,25—1,40	1

* В расчетной формуле (102) произведение поправочных коэффициентов $K_3 \cdot K_8$ принимается приблизительно равным единице.

§ 28. Методика расчета показателей грохочения

При опробовании узла дробления в замкнутом цикле с грохотом требуется выполнить поверочный расчет грохотов в условиях недоступности некоторых точек узла для взятия проб. В этих случаях общая нагрузка грохота, циркулирующая нагрузка узла, эффективность грохочения и другие показатели могут быть найдены расчетным путем.

Методика расчета показана на конкретном примере.

На грохоты подается дробленая в КСД руда с насыпным весом $\delta = 1{,}8$ *т/м*³. Верхний продукт грохотов (+12 *мм*) направляется в дробилку КМД-2200 с отверстием шириной $b = 8$ *мм*, работающую в замкнутом цикле с тремя грохотами 1750×3500 *мм* типа ГИТ52 с общей полезной площадью их $F = 17{,}5$ *м*². Амплитуда грохота $r = 7$ *мм*, скорость вращения $n = 735$ *об/мин* (см. табл. 21). Сетка с квадратными ячейками 12 × 12 *мм* ($a = 12$ *мм*). Угол наклона грохота $\alpha_{гр} = 22°$.

В замкнутом цикле с грохотом работает дробилка КМД.

Схема узла дробления и грохочения изображена на рис. 72.

На схеме приняты обозначения:

Q — производительность по исходному и готовому продукту, *т/ч*;

S — количество надрешетного продукта, направляемого в КМД, *т/ч*;

β_1 — содержание класса −12 +0 *мм* в продукте КСД, %;

α_0 — то же в общем питании грохота, %;

ϑ — то же, в надрешетном продукте грохота, %;

β_2 — то же, в продукте КМД, %;

$\beta_0 = 100\%$ — то же, в готовом продукте (подрешетный продукт грохота).

Точки отбора проб изображены на схеме крестиками. Ситовыми анализами оказалось возможным установить содержание класса −12 +0 *мм* только в трех продуктах: в исходном ($\beta_1 = 15\%$), в надрешетном ($\vartheta = 4\%$) и в продукте КМД ($\beta_2 = 60\%$). Кроме того, известно, что в подрешетном продукте содержится $\beta_0 = 100\%$ класса −12 +0 *мм*, так как сетка грохота имеет квадратные отверстия со стороной $a = 12$ *мм*.

Для взвешивания представилось возможным отобрать только пробы из потока дробилки КМД. Взвешивание показало, что общая производительность этой дробилки $S = 260$ *т/ч*. Производительность по исходному и готовому продукту Q оставалась неизвестной и подлежала определению на основе величины S и ситовых анализов. По полученным данным требовалось оценить работу грохотов.

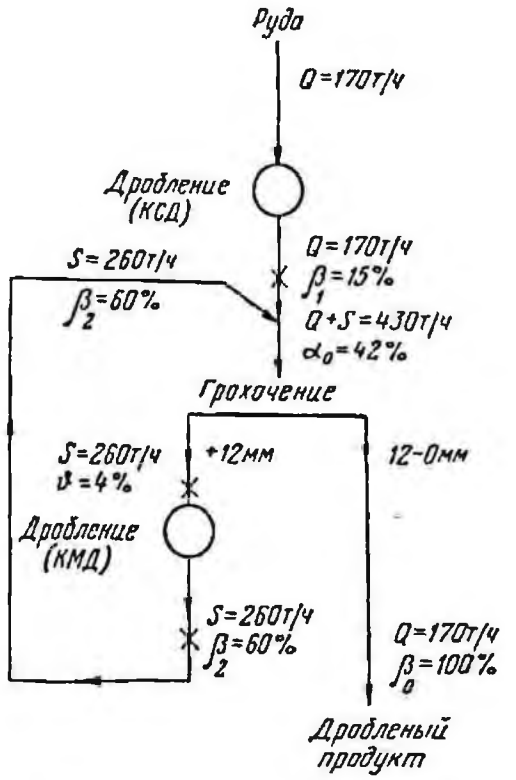


Рис. 72. Схема узла дробления и грохочения (к методике расчета показателей грохочения)

Производительность по исходному и готовому продукту определяется из уравнения баланса отсеваемого на грохотах класса −12 +0 *мм*. На установленные грохоты класс −12 +0 *мм* поступает в количестве $\left(Q\frac{\beta_1}{100}+S\frac{\beta_2}{100}\right)$ *т/ч*, а уходит с грохотов в количестве $\left(Q\frac{\beta_0}{100}+S\frac{\vartheta}{100}\right)$ *т/ч*. Из уравнения баланса находим

$$Q = S\frac{\beta_2-\vartheta}{\beta_0-\beta_1} = 170 \text{ т/ч}.$$

Циркулирующая нагрузка

$$C = 100\frac{S}{Q} \approx 150\%.$$

На грохоты поступает питание в количестве

$$Q_{факт} = Q + S = 430 \ т/ч.$$

Содержание класса $-12+0$ *мм* в общем питании грохотов α_0 находим из второго уравнения баланса, согласно которому

$$\alpha_0 = \frac{Q\beta_0 + S\theta}{Q+S} = 42\%.$$

Точность грохочения определится по формуле (47)

$$\varepsilon = 100\frac{100}{\alpha_0}\cdot\frac{\alpha_0-\theta}{100-\theta} = 94\%.$$

Для контроля находим ε также по соотношению весов мелких классов в подрешетном и в исходном продуктах

$$\varepsilon = 100\frac{Q\beta_0}{(Q+S)\alpha_0} = 94\%.$$

Согласно табл. 32 для сетки $a = 12$ *мм* расчетная удельная объемная производительность $q_0 = 20{,}1$ *м*^{3}/*м*$^2\cdot$*ч*. По формуле (106) поправочный коэффициент K_3 на эффективность

$$K_3 = \frac{100-\varepsilon}{8} = \frac{100-94}{8} = 0{,}75.$$

Для определения K_4 примем произведение всех остальных поправочных коэффициентов K_5—K_8 равным единице согласно табл. 32.

Расчетная весовая производительность по формуле (102)

$$Q_{расч} = \delta\gamma_0 F K_3 K_4 = 475K_4, \ т/ч,$$

отсюда поправочный коэффициент на условия грохочения

$$K_4 = \frac{Q_{факт.}}{Q_{расч.}} = \frac{430}{475} = 0{,}9.$$

Сравнительно высокое значение коэффициента K_4 достигнуто в результате применения грохотов новой конструкции с большой амплитудой ($r = 7$ *мм*) и повышенным механическим параметром $2rn = 2\cdot7\cdot735 = 10\,000$ *мм·об/мин*, при котором $K_4 = 0{,}85 \div 0{,}9$.

Глава VII

Монтаж и практика применения грохотов в дробильных отделениях

§ 29. Монтаж и пуск гирационных грохотов

Заводом-изготовителем прилагается к каждому грохоту инструкция по монтажу и эксплуатации, которой следует руководствоваться при установке грохотов на фабрике.

Монтаж грохота. Гирационные грохоты (ГГ) поступают на фабрику в собранном виде.

Рама монтируется на подвесках (см. рис. 47) либо на нижних опорах (см. рис. 45). Более распространен на практике первый способ. Тяги и подвески поступают от завода-изготовителя вместе с грохотом.

Основная швеллерная рама грохота снабжается по углам четырьмя проушинами, в которые входят нижние концы подвесных тяг. Тяги изготовляются из стержней круглого или квадратного сечения. Во избежание передачи вибраций необходимо предусмотреть виброизоляцию, т. е. установку пружин (амортизаторов), через которые передается усилие от подвески на перекрытие здания. Вибрации неподвижной рамы возникают вследствие того, что динамическую неуравновешенность подвижного корпуса устранить полностью трудно.

Выверка рамы. В гирационных грохотах старых конструкций основная рама устанавливалась горизонтально, а наклон короба достигался применением поворотных приспособлений. В новых конструкциях вся рама устанавливается под необходимым углом (см. рис. 47).

Поперечный крен рамы нежелателен, так как в результате бокового перекоса движущийся по грохоту материал смещается к одному из бортов короба. Такой дефект должен быть устранен после пробного пуска грохота под малой нагрузкой, для чего длинную сторону рамы (правую или левую по ходу материала) приподнимают до тех пор, пока не будет достигнуто движение материала строго параллельно продольной оси сетки.

Регулировка подвесных тяг. После того как грохот подвешен, необходимо устранить наблюдающееся в некоторых случаях раскачивание (дрожание) отдельных подвесных тяг. Для этого на холостом ходу грохота подтягивают гайку вибрирующей тяги, одновременно опуская тягу, противоположную (считая по диагонали короба) по отношению к ре-

гулируемой. Например, если «бьет» нижняя правая тяга (считая по ходу материала), то опускают верхнюю ловую и наоборот.

Балансировка. После окончания подвески грохота приступают к балансировке рабочего вала, выполняя ее в следующем порядке.

Короб грохота разобщают от поворотного механизма. Для этого снимают основные поддерживающие короб амортизаторы — витые пружины (см. рис. 47); в грохотах с рессорными опорами (см. рис. 46, *а*) разъединяют серьги (от рессор). Освобожденный короб запускают вхолостую, удерживая его вручную от опрокидывания. Если короб хорошо отбалансирован еще на заводе-изготовителе, то вибрации швеллерной рамы не наблюдаются. Если же короб динамически не уравновешен (не отбалансирован), швеллерная рама его начинает вибрировать на подвесных тягах. В этом случае грохот останавливают, ремень снимают и поворачивают вал вручную. После поворота на некоторый угол прекращают вращение. Вал должен останавливаться в любом положении; самопроизвольное его вращение в ту или другую сторону не допускается.

В том случае, когда грузы расставлены правильно, они уравновешивают короб в любом положении вала. Если же наблюдается самопроворачивание вала, то расстояние между дебалансными грузами или вес грузов соответственно увеличивают или уменьшают. Согласно формуле (40) должно соблюдаться равенство статических моментов: $G_0R = Pr_0$, что совпадает с правилом равновесия рычага.

После поворота вала вручную на некоторый угол он должен оказаться в «безразличном равновесии», т. е. грузы к моменту остановки не должны быть ни в нижней, ни в верхней мертвой точке. Это будет свидетельствовать о статической отбалансированности.

При чрезмерно большой величине грузов они будут «падать», а при чрезмерно малом их весе — «подыматься». Разница статических моментов G_0R и Pr_0 определяется по усилию, с которым приходится вручную удерживать шкив при среднем положении дебалансных грузов.

Проверка балансировки необходима, так как достаточно небольшой погрешности, чтобы динамические реакции достигли ощутимой для строительной конструкции величины. При недостаточной отбалансированности наблюдаются систематические поломки деталей. Например, на некоторых дробильно-сортировочных фабриках в плохо отбалансированных гирационных грохотах 1250×2500 (марки ГК-9) часто отрывались подвески, разрывались рамные швеллера, откалывались лапы электродвигателей и т. д. Для устранения указанных дефектов гирационные грохоты были переделаны в инерционные самоцентрирующиеся. Для этого удалялась рама вместе с наружными подшипниками рабочего вала, а короб подвешивался непосредственно к перекрытию здания при помощи удлиненных тяг [99].

Натяжка сеток. При запуске грохота, а также при нормальной его эксплуатации необходимо регулярно (ежесменно) проверять правильность натяжения сетки. На слабо натянутой сетке образуются участки с прогибом или вспучиванием; такие участки получают местные вибрации, накладывающиеся на колебания короба. В результате наблюдаются «подхлестывания» ткани с интенсивным разбрасыванием материала и частичным обнажением отдельных участков сетки. Дефекты натяжки устраняют, дополнительно натянув сетку посредством имеющихся на грохоте натяжных приспособлений.

Затяжка болтовых соединений. На практике наблюдались случаи, когда ослабление болтов, крепящих картер вала к коробу грохота, приводило к недопустимому расширению отверстий в бортах короба и даже к разрыву бортовых стенок.

Для быстрой проверки качества затяжки болтов можно использовать практический прием: после остановки грохота, проработавшего 1—2 ч, головки (или гайки) всех болтов проверяют, прикасаясь к ним пальцами; слабо затянутые болты нагреваются от местных вибраций, и потому их легко обнаружить на ощупь по повышению температуры.

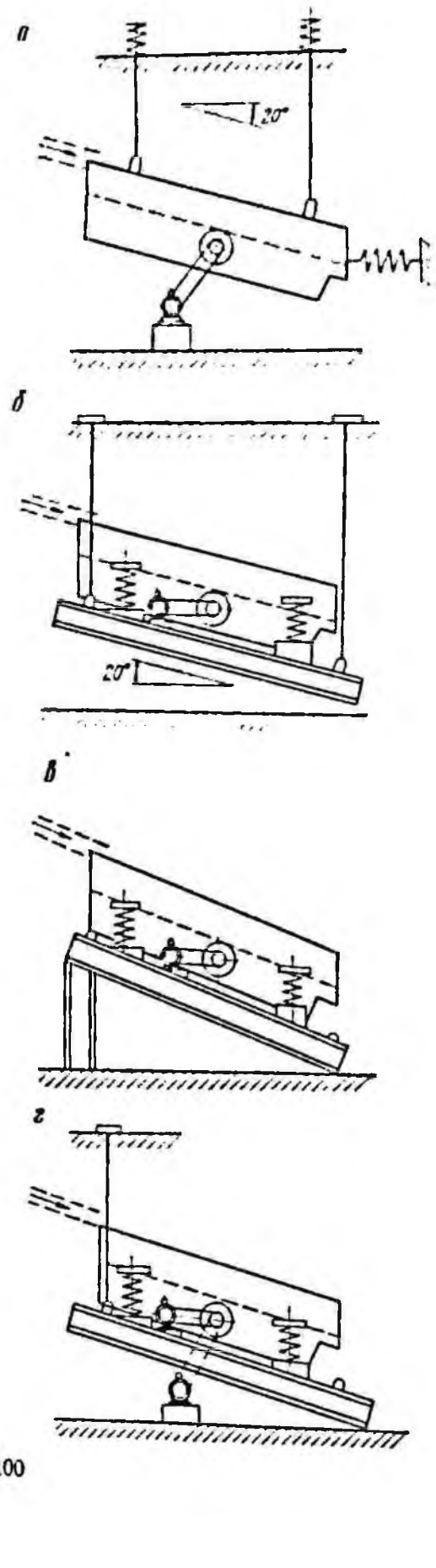
Особое внимание необходимо уделять проверке надежности крепления грузов на дисках (маховиках), а также затяжке крепежных болтов корпусов подшипников.

Расшатанные соединения отдельных деталей грохота часто обнаруживаются на слух (дребезжание).

Ременная передача. Необходимо следить за правильной натяжкой приводных ремней. При ослаблении натяжки ремни буксуют на шкивах, отчего уменьшается скорость вращения приводного вала и пропускная способность грохота падает. Дефект может привести к полному завалу грохота.

Смазка. Смазка трущихся частей и подшипников грохота производится в следующем порядке:

шариковые или роликовые подшипники смазываются тавотом (в зимних условиях — с добавкой 25% машинного масла) под



давлением (от пресс-масленки) один раз в смену;

места сочленения и шарниры — машинным маслом 2 раза в смену.

§ 30. Монтаж и эксплуатация вибрационных (инерционных) грохотов

Вибрационные грохоты устанавливают на поддерживающие опоры или подвешивают к перекрытию в зависимости от местных условий (в соответствии с проектом фабрики). В установках с инерционными грохотами (в отличие от гирационных грохотов) вибрации на опоры практически не передаются.

Регулировка дебалансных грузов. Короб и вибратор в грохотах рассматриваемого типа образуют динамически уравновешенную систему, и поэтому эти грохоты не нуждаются в точной балансировке. Изменять положение грузов на валу вибратора необходимо лишь для того, чтобы изменялась амплитуда вибраций короба. На шкивах (дисках) имеется градуированная шкала, позволяющая регулировать положение возбуждающих колебания дебалансных грузов, а следовательно, и размах круговых колебаний короба.

Натяжка сеток и соединений. Необходимо следить за тщательностью натяжки сеток, за затяжкой всех болтовых соединений и плотностью шарниров, а также за натяжением ремней.

Способы установки. Инерционные грохоты, как правило, подвешиваются на тягах. Амортизаторы (пружины) являются неотъемлемой частью конструкции, так как посредством этих упругих элементов осуществляется колебательное движение короба. В большинстве случаев пружины встраиваются в тяги, на которые подвешивается весь короб грохота (см. рис. 38—42); в конструкциях, где короб опирается на пружины или рессоры (см. рис. 36, *в*), последние монтируются на раме, которая и подвешивается к перекрытию или опирается на него.

В связи с этими конструктивными отличиями применяется несколько способов

Рис. 73. Схемы установки инерционных грохотов: *а* — инерционный грохот без рамы (непосредственная подвеска короба на тягах); электродвигатель — на перекрытии; *б* — грохот с рамой, подвешенной к перекрытию; электродвигатель на подвешенной раме; *в* — грохот с рамой, опирающейся на перекрытие; электродвигатель на неподвижной раме; *г* — грохот с рамой, один конец которой опирается на перекрытие, другой — подвешен; электродвигатель на раме или на перекрытии

монтажа (рис. 73). По наиболее распространенному варианту (рис. 73, *а*) короб грохота подвешивается на проволочных тросах или стержнях, присоединяемых к опорам через пружины. Практика показала, что применение тяг в виде массивных стержней (круглого или квадратного сечения) дает лучшие результаты, так как в этом случае вся система подвесок грохота меньше подвержена раскачке. При этом варианте монтажа необходимо предусмотреть оттяжку корпуса горизонтальной пружиной (рис. 73, *а*), которая обеспечивает надлежащее натяжение ремней и предохраняет грохот от раскачивания при остановке, когда система переходит через резонансную частоту колебаний.

При варианте, когда поддерживающие короб витые или рессорные пружины опираются на раму, последняя подвешивается к потолочному перекрытию (рис. 73, *б*).

Инерционные грохоты со встроенными пружинами могут быть смонтированы не только по способу подвешивания, но и по способу опирания на пол здания (рис. 73, *в*).

Возможен и комбинированный вариант, при котором верхняя часть рамы подвешивается к перекрытию, а нижняя — опирается на пол (рис. 73, *г*).

В герметизированных грохотах короб подвешивается к верхней части своей камеры, а последняя устанавливается на перекрытии (см. рис. 42).

По одной из схем рис. 73, если это необходимо, может быть перемонтирован любой из установленных на действующей фабрике грохотов (не только вибрационный, но и гирационный) [99].

Пуск грохотов. При пуске инерционных грохотов необходимо следить за правильным направлением вращения вала, так как при обратном вращении скорость подачи материала может резко уменьшиться, и грохот вследствие увеличения толщины лежащего на нем слоя материала будет перегружаться.

При ремонте короба следует избегать утяжеления его конструкции во избежание уменьшения амплитуды. После ремонта подвижная система грохота должна быть заново отрегулирована путем перемещения дебалансных грузов в соответствии с требуемой амплитудой вибраций.

В случае, когда на фабрике из двухситного грохота удаляют одну из сеток, заводскую балансировку необходимо соответственно изменить.

Защита и ремонт сеток. Для каждого грохота рекомендуется иметь запасную сетку, заблаговременно заправленную в нижнее и верхнее зажимное устройство. При этом условии операция замены старой сетки на новую может быть произведена в течение 20—30 *мин*.

Для удлинения срока службы металлических сит необходимо предусмотреть устройство для защиты сетки от удара падающей на нее струи материала. Для сохранения проволок следует применять предохранительные листы (железные или, что предпочтительнее, из обрезков резиновых лент), воспринимающие на себя удары кусков руды. Целесообразно перекрывать головную наиболее нагруженную зону сетки металлическим или резиновым фартуком не менее чем на 400—500 *мм* по ее длине. Некоторая потеря полезной площади сетки компенсируется тем, что на неработающей части сита материал успевает расслаиваться (стратифицироваться), в результате чего повышается эффективность последующего грохочения, а общая производительность грохота не снижается.

Сетку грохота необходимо регулярно осматривать и тщательно прочищать (деревянными муровочными приспособлениями).

Если грохот имеет два сита, то для удобства осмотра и прочистки нижней сетки в задней торцовой стенке короба следует вырезать 2—3 окна размером 250 × 200 *мм*, через которые при очистке пропускают муровочный инструмент.

В случае разрыва отдельных проволок допускается ремонт сита с использованием накладок из обрезков старых сеток. Накладки пришивают по контуру мягкой проволокой или же приваривают.

Для быстроходных грохотов рекомендуется применять готовые сетки, поставляемые не в рулонах, а в так называемых «картах» стандартной прямоугольной формы по размерам грохота.

Как показала практика, срок службы средних и мелких сит (с ячейками 10—16 *мм*), изготовленных из стальной канатированной проволоки, не превышает 200—300 *ч* непрерывной работы. Для повышения стойкости сеток иногда применяют покрытие проволок слоем износоустойчивой резины (гуммирование).

В последнее время наблюдается тенденция к переходу на резиновые решета и сита (см. рис. 13 и 18).

Электрообогрев. Одним из мероприятий по борьбе с забиваемостью сит является их электрообогрев (см. рис. 40 и табл. 23). Через проволоки сита пропускается электрический ток низкого напряжения, нагревающий проволоки примерно до 75—85° С (а при наличии большого количества глины до 120—150° С). В результате налипания глинистого материала на нагретую проволоку вокруг нее образуется теплоизолирующий слой из мелких фракций руды. Такой слой быстро высы-

хает и растрескивается, сцепление его с проволокой нарушается и он сбивается кусками движущейся по сетке руды. Электрообогрев следует рассматривать лишь как мероприятие по снижению забиваемости сеток глинистой рудой, но не как метод сушки.

§ 31. Общие правила эксплуатации и техника безопасности

Пуск и остановка. Перед пуском грохота в работу необходимо проверить:

наличие смазки в подшипниках;

легкость вращения вала вибратора вручную;

состояние и натяжение клиноременной передачи;

исправность сита и его натяжение.

Кроме того, рекомендуется осмотреть, а если необходимо, то и подтянуть болтовые крепления грохота.

Пускать грохот следует без нагрузки; подачу материала начинать только после достижения валом полных оборотов.

Перед остановкой грохота предварительно прекращают подачу питания и дают грохоту проработать до полной очистки сита, после чего выключают электродвигатель.

Техника безопасности. При эксплуатации грохотов выполняются общие правила техники безопасности [120]. Запрещается производить какие-либо ремонтные работы на ходу грохота; не разрешается надевать и снимать ремень во время работы, продолжать работу на неисправных грохотах и т. д.

Приводные ремни и шкивы должны быть снабжены ограждениями. При детальном осмотре или ремонте грохота ограждения

Таблица 33

Периодичность и продолжительность ремонтов вибрационных грохотов

Размер наибольших кусков в питании, мм	Текущий ремонт		Капитальный ремонт	
	периодичность, месяцы	продолжительность ремонта, ч	периодичность, годы	продолжительность ремонта, ч
До 350	1,5—2	14—24	2—3	48—96
До 100	2—3	18—36	2—3	60—96
До 40	3—4	24—48	3—4	72—120

снимают, но их обязательно восстанавливают перед пуском грохота.

Отбойная стенка воронки для приема надрешетного продукта должна быть доведена до такого уровня, чтобы исключалась возможность выброса за пределы воронки крупных кусков руды, сходящих с сетки.

В помещении, где установлены грохоты, в целях создания нормальных санитарно-гигиенических условий труда должна быть обеспечена надлежащая общая вентиляция и отсос пыли. При склонности материала к сильному пылевыделению грохот должен быть герметизирован, т. е. перекрыт сверху колпаком (см. рис. 38) или помещен в закрытую со всех сторон камеру, присоединяемую к аспирационной системе (см. рис. 42).

Смазка подшипников вручную допускается только в период полной остановки грохота.

Очищают сетку, как правило, только после полной остановки грохота. Практика показала, что очищать мелкую сетку целесообразно не реже одного или двух раз в смену; для очистки применяют деревянные шуровочные приспособления; время от времени полезно простукивать всю сетку деревянным молотком.

Для быстрой смены изношенных сит на площадке грохотов должны постоянно находиться запасные сетки («карты»), заправленные в натяжные скобы.

При осмотре грохотов особенно внимательно необходимо проверять, тщательно ли закреплены дебалансные грузы на дисках. В практике эксплуатации грохотов наблюдались случаи, когда вследствие небрежной затяжки болтов грузы сбрасывались с дисков и вылетали с большой скоростью и силой.

При пробном пуске грохотов вхолостую ремонтному персоналу не разрешается находиться на вибрирующем сите, так как это может привести к тяжелым заболеваниям (нарушению функций желудочно-кишечного тракта). Необходимо также предохранять перекрытия и площадки от передачи вибраций со стороны быстроходных грохотов в связи с тем, что подобное явление также может привести к травмированию обслуживающего персонала.

Перед допуском к эксплуатации грохотов обслуживающий персонал обязан прослушать курс техминимума, т. е. получить полный инструктаж по правилам обслуживания и текущего ремонта грохотов, а также правилам безопасности при работе с механической и электрической частью установки [120].

Ремонт грохотов. Для грохотов рекомендуется применять машинно-смешный метод ремонта, обеспечивающий

Таблица 34

Причины ненормальной работы грохотов и меры устранения неполадок

Неполадки	Причины	Меры устранения
Плохое качество грохочения	Засорение отверстия сит	Освободить грохот от материала и очистить сита
	Ослабление натяжения сит	Подтянуть сито
	Неравномерность питания грохота	Отрегулировать подачу материала на грохот
	Толстый слой материала на сите	Увеличить угол наклона; уменьшить подачу материала на грохот
	Повышенная влажность материала	То же
Замедляется скорость вращения вала	Ослабление натяжения приводных ремней	Натянуть приводные ремни
Нагревание подшипников	Отсутствие смазки в подшипниках	Наполнить подшипники смазкой
	Засорение подшипников	Промыть подшипники и сменить уплотняющие кольца; проверить лабиринтное уплотнение
	Подшипники заряжены не соответствующей смазкой	Проверить качество смазочных материалов
	Износ подшипников	Сменить подшипники
Чрезмерные вибрации грохота	Неправильно установлены или сбились грузы на дисках	Провести балансировку грохота
Поперечные колебания короба	Разные по величине эксцентриситеты правого и левого борта	Отрегулировать грузы на дисках
Внезапные остановки грохота	Заедание лабиринтной втулки вибратора	Установить нормальный лабиринтный зазор подбором прокладок
Стук в грохоте во время работы	Ослабление натяжения сит	Подтянуть сита
	Ослабление болтов крепления подшипников	Затянуть болты
	Повреждения пружин	Сменить пружины
	Износ подшипников	Заменить изношенные подшипники

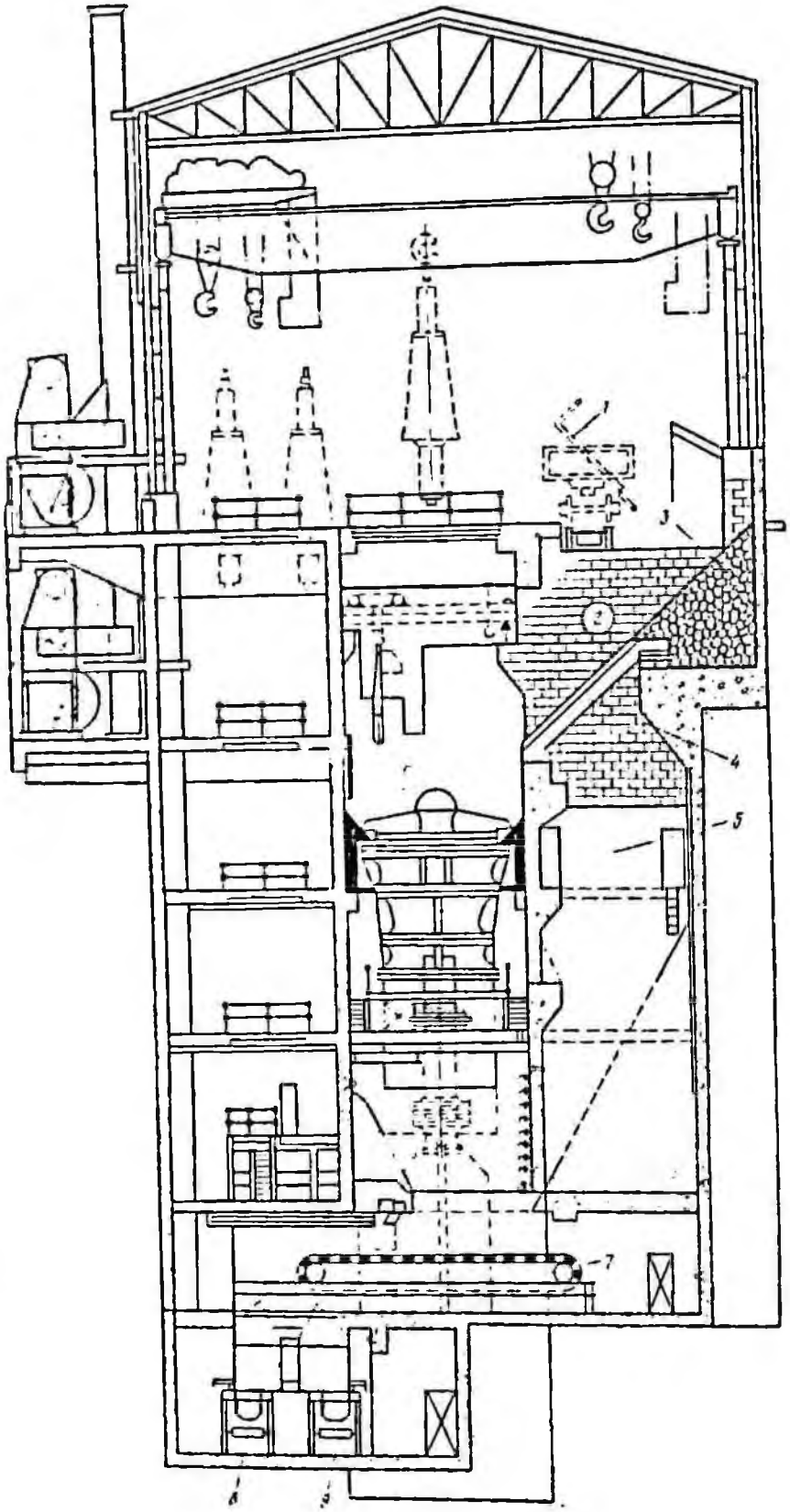


Рис. 74. Установка неподвижного колосникового грохота перед дробилкой крупного дробления:

1 — думпкар; *2* — приемный бункер; *3* — постель в бункере; *4* — колосниковый грохот; *5* — бункер подрешетного продукта; *6* — дробилка крупного дробления; *7* — питатель; *8, 9* — конвейеры для крупнодробленой руды

высокий коэффициент движения (не ниже 0,95). Этот метод особенно эффективен при большом числе грохотов.

Периодичность и продолжительность ремонтов вибрационных грохотов приведены в табл. 33.

Неполадки в работе вибрационных грохотов и меры их устранения приведены в табл. 34.

Примерный износ стальных сеток на 1 *т* обрабатываемой руды в зависимости от ее крепости по шкале М. М. Протодьяконова составляет: 2,5—3 *г/т* при крепости 8—10; 3—5 *г/т* при крепости 10—14; 5—8 *г/т* при крепости 14—18.

Смазка. Смазка грохотов, как правило, централизованная автоматическая. При отсутствии централизации подача густой смазки в подшипниковый узел производится вручную 1—2 раза в месяц. Полная замена смазки с заменой сальниковых уплотнений — 1 раз в 3—4 месяца.

Допустимой для подшипников считается температура, превышающая не более чем на 35—40° С температуру окружающей среды.

§ 32. Грохоты в корпусах крупного дробления

Применение предварительного грохочения перед I стадией крупного дробления целесообразно на фабриках тех комбинатов, где по условиям горных работ и особенностям полезного ископаемого количество подлежащих отсеву мелких классов в исходном превышает 25—30%. Например, количество мелких классов (—350+ +0 *мм*) в исходной руде достигает на железорудных горнообогатительных комбинатах Кривого Рога почти 50%.

Для предварительного грохочения перед дробилками I стадии применяются как неподвижные колосниковые, так и механические грохоты.

На рис. 74 показан узел грохочения с неподвижным колосниковым грохотом перед гирационной дробилкой крупного дробления (типа ККД с шириной приемной щели 1500 *мм*). Аналогичная установка принята на комбинате Чуквикамата (Чили), где выход отсеваемой мелочи достигает 50%, благодаря чему общая пропускная способность узла крупного дробления составляет 5000—5500 *т/ч*, из которых половина минует дробилку.

Для предварительного грохочения перед крупным дроблением применяются и механические грохоты — вибрационные тяжелого типа. Так, на Кременчугской ГРЭС перед щековой дробилкой 1200 × 1500 *мм* установлен колосниковый вибрационный грохот Костромского завода 1500 × 3000 *мм* (СМ-690), позволивший существенно увеличить пропускную способность корпуса крупного дробления [131].

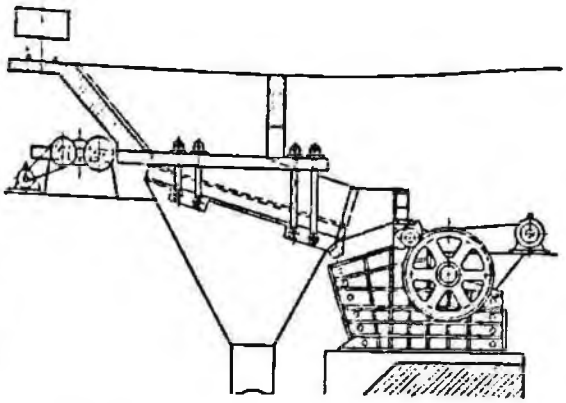


Рис. 75. Грохот-питатель перед мощной щековой дробилкой

На некоторых фабриках перед щековыми дробилками устанавливают колосниковые грохоты-питатели (типа Крупна), рабочий орган которых состоит из двух наборов подвижных колосников (рис. 75). Такая установка более 30 лет успешно работает на Саткинском заводе «Магнезит».

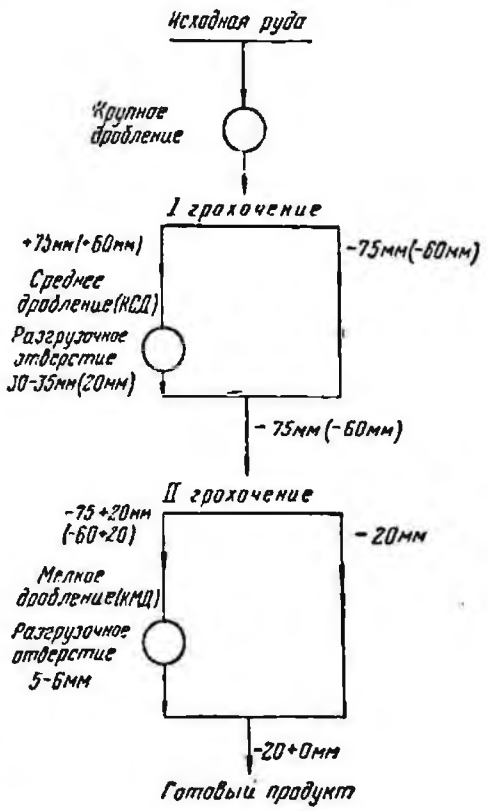


Рис. 76. Схема грохочения в корпусе среднего и мелкого дробления

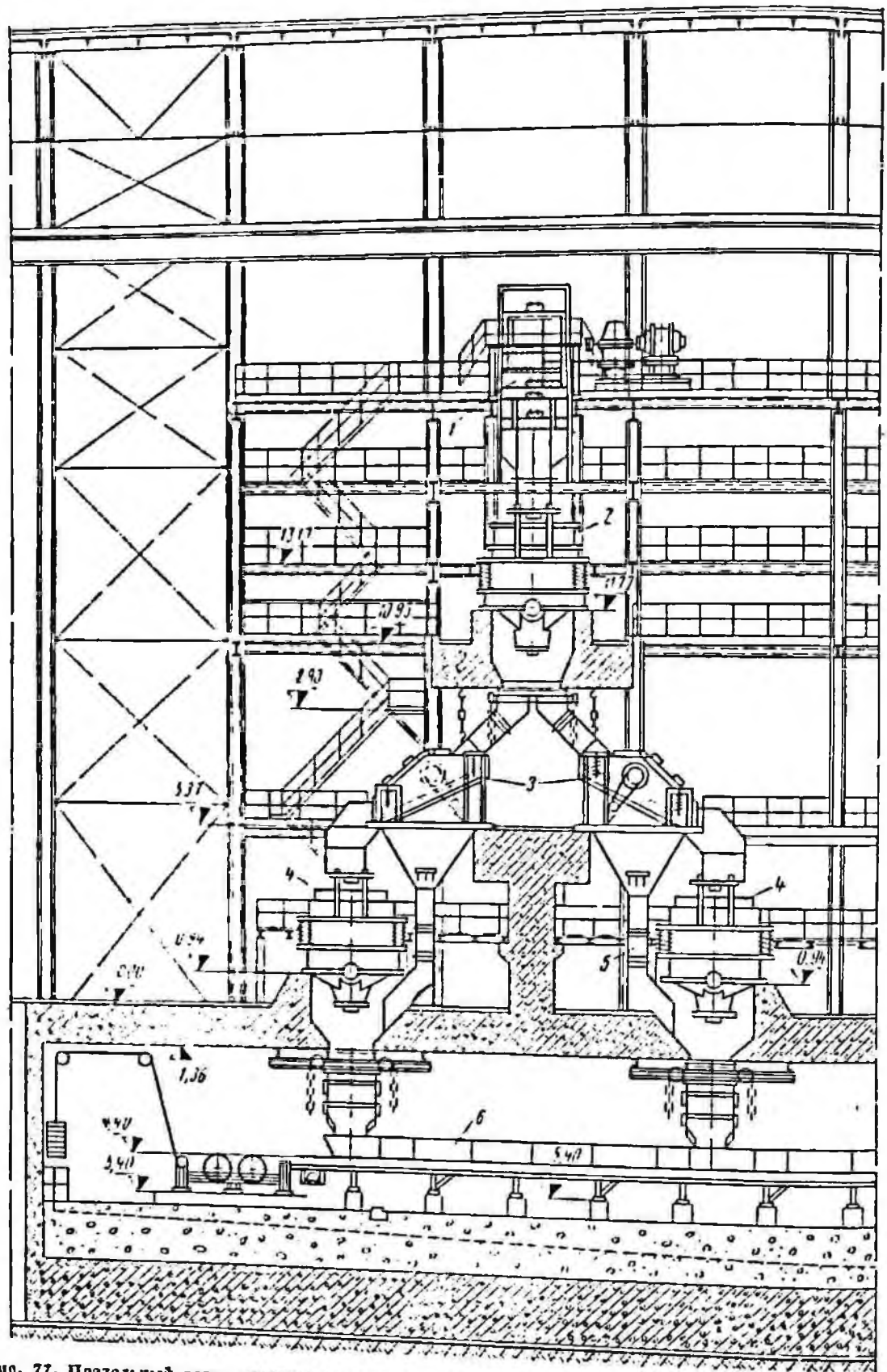
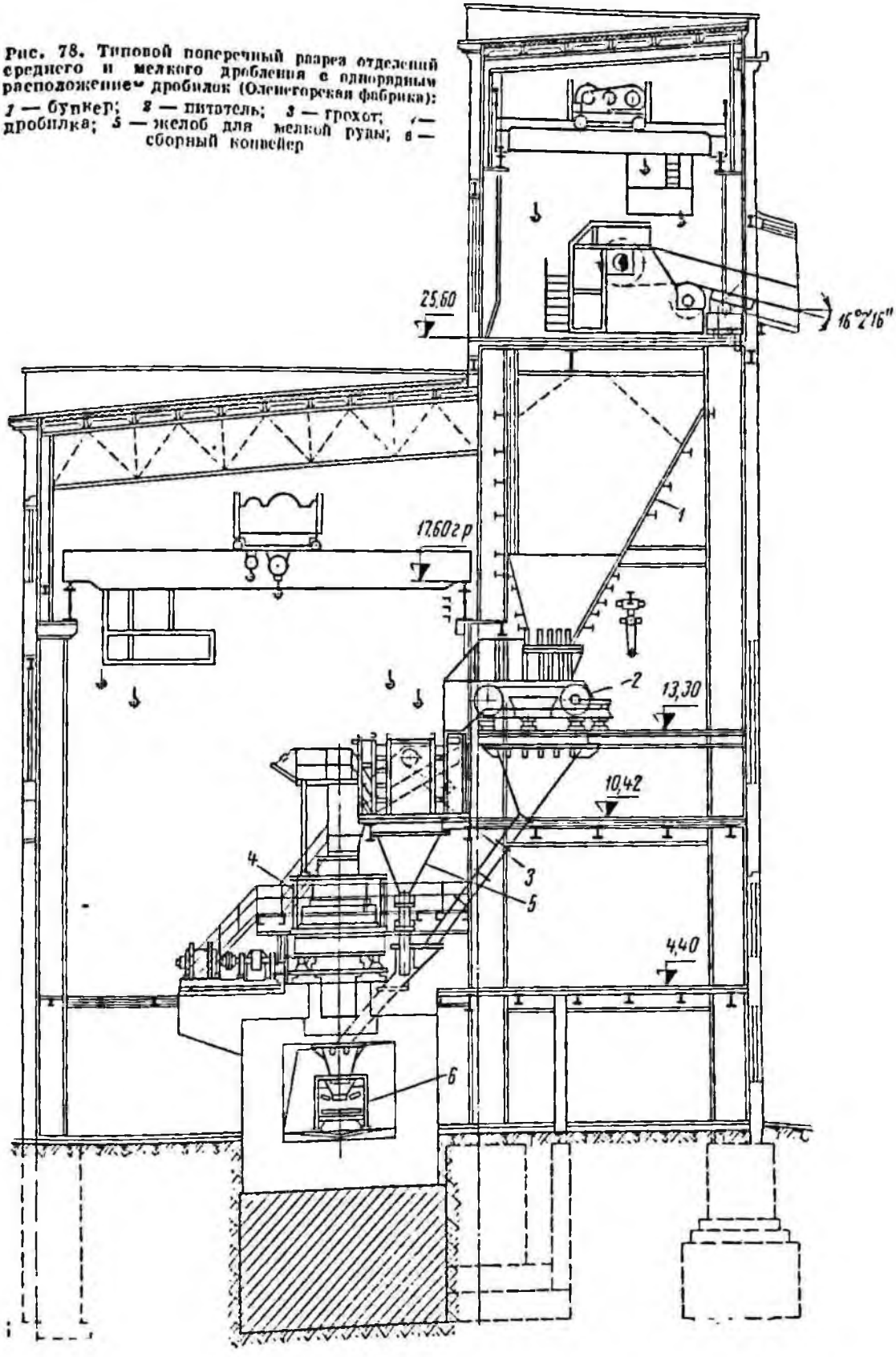


Рис. 77. Продольный разрез корпуса среднего и мелкого дробления с каскадным расположением дробилок (КСД-2200 : КМД-2200-1 : 2):

1 — колосниковый грохот; *2* — дробилка КСД-2200; *3* — грохоты ГИТ52; *4* — дробилка КМД-2200, *5* — желоб для мелкой руды; *6* — сборный конвейер

Рис. 78. Типовой поперечный разрез отделений среднего и мелкого дробления с однорядным расположением дробилок (Олений горская фабрика):
1 — бункер; *2* — питатель; *3* — грохот; *4* — дробилка; *5* — желоб для мелкой руды; *6* — сборный конвейер



§ 33. Грохочение перед средним и мелким дроблением

Грохочение руды перед средним дроблением позволяет увеличить производительность дробилок среднего дробления (КСД) и устранить запрессовку в них мелочи. Поскольку до последнего времени отечественной промышленностью почти не выпускались тяжелые грохоты большой производительности, некоторые крупные горнообогатительные комбинаты (ЮГОК, ЦГОК и др.) проектировались без применения грохочения перед средним дроблением в КСД (грохоты предусматривались только перед дробилками мелкого дробления КМД последней стадии).

Как пример применения грохотов перед мелким дроблением в открытом цикле, можно привести установку нового двухситного грохота ГИТ52 (амплитуда 7 *мм*) перед дробилкой КМД-2200 на дробильно-сортировочной фабрике Лебединского рудоуправления КМА. Размеры грохота 1750 × × 3500 *мм* (площадь 6 $м^2$): размер отверстия верхней колосниковой решетки 20—22 *мм*, нижнего проволочного сита 14 × × 14 *мм*. Грохот работает с высокой эффективностью.

Комплекс среднего и мелкого дробления. Дробилки КСД и КМД в корпусах среднего и мелкого дробления компонуются по двум основным вариантам: двухъярусному (каскадному) и одноярусному (однорядному).

При каскадном (двухъярусном) расположении КСД и КМД при каждой дробилке диаметром 2200 *мм* может быть установлено по одному грохоту ГИТ52 с повышенной амплитудой.

Здесь возможно два подварианта с отношением КСД : КМД = 1 : 2 и с отношением КСД : КМД = 1 : 1 (рис. 76). Отличие между ними — в размерах отверстия КСД и отверстиях сетки грохота, устанавливаемого перед этой дробилкой: в первом случае размер отверстия дробилки 30—35 *мм* и размер отверстия сетки 75 *мм*, во втором 20 и 60 *мм* соответственно.

В качестве примера первого подварианта можно привести проект [132] корпуса среднего и мелкого дробления с каскадным расположением дробилок 1 : 2 (рис. 77)[1].

Аналогичный вид имеет каскадная компоновка при отношении дробилок 1 : 1 с тем лишь отличием, что соответственно изменяются разгрузочные отверстия дробилок и отверстия грохотов (см. рис. 76).

При одноярусном (однорядном) расположении дробилок КСД и КМД корпуса среднего и мелкого дробления обычно разделяются, и связь между ними осуществляется конвейерным транспортом. Технологическая схема остается прежней (см. рис. 76), и варьируется в зависимости от принятого соотношения числа дробилок КСД и КМД. Преимущество данного варианта — возможность сочетания любого числа дробилок.

Здесь также применяется два подварианта: работа КМД в открытом и в замкнутом циклах.

Примером применения открытого цикла может служить новый дробильный корпус Олений-Горской фабрики. Поперечный разрез — типовой как для отделения среднего, так и для отделения мелкого дробления — показан на рис. 78. Все оборудование обоих отделений (за исключением дробилок), а также строительные конструкции полностью унифицированы; установленные грохоты и питатели являются взаимозаменяемыми.

При работе КМД в замкнутом цикле с грохотами (см. рис. 72) и необходимости установки более чем одного грохота на каждую дробилку грохоты устанавливают в специальном отдельном корпусе сортировки. Примером могут служить фабрики Тырныаузского вольфрамо-молибденового, Норильского и Магнитогорского горнометаллургических комбинатов и др. [133].

---

[1] На рис. 77 перед КСД показан запроектированный ранее неподвижный колосниковый грохот, который в настоящее время может быть заменен на ГИТ52.

РАЗДЕЛ II

ДРОБЛЕНИЕ

Глава VIII

Теория дробления. Классификация дробильно-размольного оборудования

§ 34. Процессы дробления и измельчения

Процессы дробления и измельчения применяются для доведения минерального сырья до необходимой крупности или гранулометрического состава. В процессе дробления и измельчения куски и частицы горных пород разрушаются внешними силами; разрушение происходит преимущественно по ослабленным сечениям, трещиноватостям и другим дефектным местам структуры после перехода за предел прочности нормальных и касательных напряжений, возникающих в материале при его упругих деформациях — сжатии, растяжении, изгибе или сдвиге.

Комитет технической терминологии АН СССР [134] рекомендует считать дроблением такой процесс, весь продукт которого крупнее 5 *мм*, а измельчением — процесс, продукт которого мельче 5 *мм*. Размер граничного зерна (5 *мм*) принят условно и может колебаться в некоторых пределах в зависимости от типа ископаемого сырья.

Способы дробления и измельчения отличаются видом деформации материала (рис. 79). Применяются следующие способы разрушения:

раздавливание (рис. 79, *а*), наступающее после перехода напряжений за предел прочности на сжатие;

раскалывание (рис. 79, *б*) с разрушением кусков в результате их расклинивания (при этом в материале появляются напряжения от растяжения) и последующего разрыва;

излом (рис. 79, *в*) в результате изгиба;

срезывание, при котором материал подвергается сдвигу (рис. 79, *г*);

истирание кусков скользящей рабочей поверхностью машины (рис. 79, *д*), при котором внешние слои куска подвергаются деформации сдвига и постепенно срезаются вследствие перехода касательных напряжений за пределы прочности.

Если на материал действуют не статические, а динамические нагрузки (рис. 79, *е*), то происходит ударное дробление и ударное измельчение. Однако упругие деформации остаются теми же (сжатие, растяжение, изгиб и сдвиг).

Предел прочности (при сжатии) для некоторых горных пород и руд приведен в табл. 35, 36 и 37.

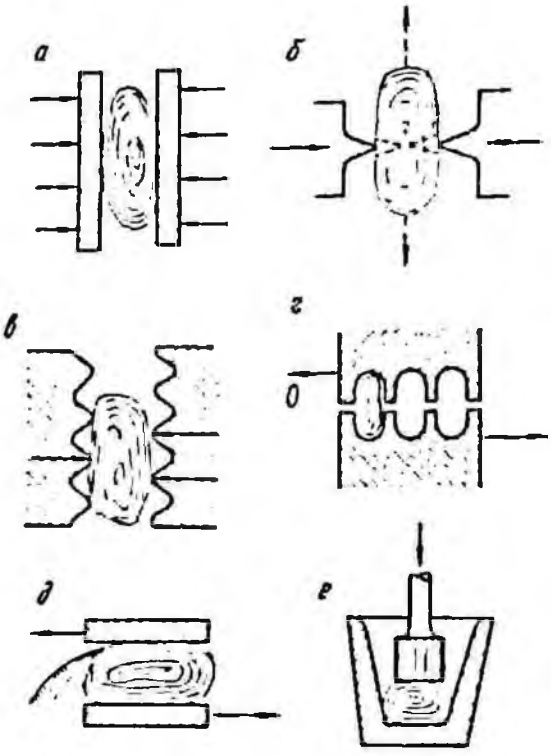
Перечисленные способы разрушения являются общими для дробления и измельчения. Эти процессы отличаются по своему технологическому назначению и месту в цепи последовательных операций обогатительной фабрики.

По технологическому назначению все машины, применяемые для разрушения кусков и частиц минерального сырья и других материалов, разделяются на две основные группы: дробилки и мельницы. В дробилках между дробящими деталями всегда имеется некоторый зазор, заполненный материалом при работе под нагрузкой и свободный при работе на холостом ходу (щековые, конусные, роторные и другие дробилки). В мельницах измельчающие детали отделяются друг от друга небольшим слоем материала только под нагрузкой, а при работе на холостом (а частично и на рабочем) ходу они соприкасаются (шаровые, стержневые, роликовые и другие мельницы). Дробление — процесс разрушения кускового материала в дробилках, измельчение — разрушение материала в мельницах.

Дробилки благодаря наличию калибрующего зазора выдают преимущественно кусковый продукт с относительно небольшим количеством мелкого материала. Мельницы выдают преимущественно порошкообразный продукт с преобладанием мелких фракций.

Некоторые дробильно-размольные машины могут работать с разомкнутыми и с сомкнутыми рабочими органами. Например, когда двухвалковая дробилка с гладкими валками работает с фиксированным зазором, ее следует отнести к дробилкам, а при работе без зазора на сомкнутых вплотную валках — к мельницам.

Помимо дробилок и мельниц применяются также дробильно-измельчительные устройства, не имеющие движущихся де-



талей и механизмов и относящиеся к дробильно-размольным аппаратам.

Степень дробления (измельчения) i характеризуется отношением размеров кусков исходного материала D к размеру кусков продукта дробления (измельчения) d.

Иногда степень дробления определяется как соотношение размеров максимальных по крупности кусков материала до и после дробления

$$i = \frac{D_{max}}{d_{max}}, \qquad (107)$$

где D_{max} — диаметр максимального куска материала до дробления;

d_{max} — диаметр максимального куска материала после дробления.

Рис. 79. Способы дробления и измельчения
а — раздавливание; *б* — раскалывание; *в* — излом; *г* — срезывание; *д* — истирание; *е* — разрушение ударом

Таблица 35

Прочность горных пород

Категория породы	Порода	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова f
Особо мягкие (слабые)	Уголь Антрацит Известняк пористый	2—5
Мягкие (некрепкие)	Известняк плотный Песчаник Медный колчедан	5—10
Средней твердости (средней крепости)	Гранит (выборгский) Спенит Гранит (уральский) Мрамор Известняк крепкий Песчаник плотный	10—15
Твердые (крепкие)	Диабаз Диорит Гнейс	15—18
Весьма твердые (особо крепкие)	Кварцит крепкий Диорит крепкий Порфир (крымский) Титаномагнетит (кусинский) Базальт (волынский)	18—20

Таблица 36

Прочность железных руд

Месторождение (рудник, горнообогатительный комбинат)	Руда	Соотношение различных типов руд в месторождении, %	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова f
Оленегорское	Железистые кварциты (магнетитовая и смешанная)	100	13—14
Ковдорское	Балансовая (магнетитовая)	82	8
	Бедная	18	
Лебединский ГОК	Карбонатно-мартитовая	65	0,8—1,5
	Сидерито-мартитовая	35	4—5
Южно-Лебединский ГОК	Мартитовая	90	16—20
	Сидерито-мартитовая	10	4—6
Михайловский ГОК	Богатая руда:		
	мартитовая	15	6—10
	карбонатно-мартитовая	85	0,8—1,5
То же	Железистые кварциты:		
	гематитовые	30	8—12
	магнетитовые	70	12—20
Южно-Криворожский ГОК (ЮГОК)	Железистые кварциты магнетитовые	85	12—18
	То же, окисленные	15	
Ново-Криворожский ГОК (НКГОК)	Железистые кварциты магнетитовые	90	12—18
	То же, окисленные	10	
Центрально-Криворожский ГОК (ЦГОК)	Железистые кварциты магнетитовые	50	10—16
	То же, окисленные	50	

Продолжение табл. 36

Месторождение (рудник, горнообогатительный комбинат)	Руда	Соотношение различных типов руд в месторождении, %	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова f
Северо-Криворожский ГОК (СГОК)	Железистые кварциты магнетитовые	90	8—14
	То же, гематитовые	10	
Ингулецкий ГОК	Магнетитовая	90	16—20
	Гематито-магнетитовая	10	
Желтореченский ГОК	Амфибол-магнетитовая	45	14—18
	Железистые кварциты магнетитовые	55	
Днепровский ГОК	Железистые кварциты гематитовые	30	6—8
	То же, магнетитовые	70	15—20
Дашкесанское	Балансовая магнетитовая	85	10
	Забалансовая	15	
Качкаварское	Магнетитовая	50	6—10
	Ильменитовая	50	
Гороблагодатское	Магнетитовая	50	8—12
	То же, крепкая	50	12—14
Бакальское	Сидериты	75	6—10
	Бурые железняки	25	1—5

Продолжение табл. 36

Месторождение (рудник, горнообогатительный комбинат)	Руда	Соотношение различных типов руд в месторождении, %	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова f
Магнитогорское	Коренная магнетитовая	15	8—10
	Магнетитовая	85	12
Высокогорское	Магнетитовая	80	6—10
	Мартитовая	10	
	Бурые железняки	10	
Западный Караджал	Богатая гематитовая	47	10—15
	Богатая магнетитовая	32	
	Марганцевая	21	
Большой Ктай	Богатая гематитовая	35	10—12
	Гематитовая и яшмовая	35	12—15
	Марганцевая	10	1—8
	Железисто-марганцевая	20	3—6
Соколовское (ССГОК)	Магнетитовая	95	8—10
	Мартитовая	4	
	Валунчатая бурожелезняковая	1	
Сарбайское (ССГОК)	Богатая магнетитовая	40	8—10
	Бедная магнетитовая	60	

Продолжение табл. 36

Месторождение (рудник, горнообогатительный комбинат)	Руда	Соотношение различных типов руд в месторождении, %	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова f
Качарский ГОК	Балансовая	71	8—10
	Забалансовая	29	
Тейское	Серпентинно-магнетитовая	63	8—10
	Карбонатно-магнетитовая	21	
	Гематито-магнетитовая	16	
Нижне-Ангарское	Гематитовая	70	8
	Гематито-хлоритовая	20	6—8
	Гематито-песчанистая	10	
Коршуновский ГОК	Балансовая магнетитовая	100	6—12
Рудногорское	Магнетитовая	95	8—12
	Мартитовая	5	6—8
Гарлыкское	Богатая магнетитовая	25	12—14
	Бедная магнетитовая	50	
	Забалансовая	25	
Ново-Киевское	Железо-хромо-никелевая	100	5—6
Аккермановское	Железо-хромо-никелевая	100	0,5—2
Лисаковский ГОК	Рыхлая сыпучая смесь оолитовых бурых железняков	100	—
Камыш-Бурунское	Бурые железняки коричневые	42	—
	То же, табачные	58	

Для вычисления степени дробления применяют также формулу

$$i=\frac{D_t}{d_t}, \qquad (108)$$

где D_t — размер квадратных отверстий сита, через которое проходит t % дробимого или измельчаемого материала;

d_t — размер квадратных отверстий сита, через которое проходит t % продукта дробления или измельчения.

В большинстве случаев определяют степень дробления (измельчения) как отношение средних диаметров по формуле

$$i=\frac{D_{ср}}{d_{ср}}, \qquad (109)$$

где $D_{ср}$ — средневзвешенный диаметр кусков исходного материала;

$d_{ср}$ — средний диаметр кусков дробленого (измельченного) продукта.

При дроблении (измельчении) в несколько последовательных стадий общая степень дробления (измельчения) равна произведению степеней дробления (измельчения) в отдельных стадиях

$$i=i_1\cdot i_2\cdot i_3,\ \ldots,\ i_n.$$

В зависимости от крупности питания и конечного продукта различают стадии дробления и измельчения.

Стадия	D_{max} питания, мм	d_{max} конечного продукта, мм
Дробление:		
крупное . . .	1500—500	350—100
среднее . . .	350—100	100—40
мелкое . . .	100—40	30—10
Измельчение:		
грубое . . .	30—10	6—2
тонкое . . .	6—2	1—0,5 (и менее)

На некоторых обогатительных фабриках после крупного дробления применяется операция поддрабливания (четырехстадиальная схема дробления).

Дробилки (мельницы) могут работать в открытом цикле, при котором материал проходит через дробилку (мельницу) один раз, или в замкнутом цикле с грохотом (классификатором), надрешетный (крупный) продукт которого непрерывно возвращается в дробилку (мельницу) на додрабливание (доизмельчение) (см. рис. 7 *б*, *в*).

Таблица 37

Прочность руд цветных и редких металлов

Руда	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова f
Алмалыкская медная . . .	6—12
Алтын-Топканская свинцово-цинковая	10—16
Балхашская медная . . .	10—12
Белоусовская свинцово-цинковая	12—15
Дарасунская золотосодержащая	10
Джезказганская медная . .	8—15
Зыряновская свинцово-цинковая	8—10
Кадаинская свинцово-цинковая	14—16
Кировградская медная . .	10—15
Кировская апатито-нефелиновая	8—12
Лениногорская свинцово-цинковая	16—18
Миргалимсайская свинцово-цинковая	10—12
Норильская медно-никелевая	16—18
Печенганикель медно-никелевая	14
Сибайская медная	15—18
Сихалийская свинцово-цинковая	14—16
Сорская медно-молибденовая	9—14
Текелийская медная	10—12
Тырныаузская вольфрамо-молибденовая	16—18
Шерловогорская оловянная	10

§ 35. Теории дробления

При разрушении горных пород под действием дробящих или измельчающих деталей могут иметь место раздавливание, раскалывание, излом и истирание кусков и частиц (см. рис. 79).

При деформациях сжатия, растяжения и изгиба главную роль играют нормальные напряжения. Элементарная работа деформации одного куска ΔA в этом случае пропорциональна изменению его первоначального объема V или изменению куба его диаметра D

$$\Delta A=K_K\,\Delta V=K_K\Delta\,(D^3). \qquad (110)$$

Уравнение (110) соответствует гипотезе Кирпичева (1874 г.) и Кика (1885 г.).

Если энергия затрачивается преимущественно на деформацию сдвига, при которой главную роль играют касательные напряжения, то элементарную работу считают пропорциональной приращению поверхности S куска или квадрату его диаметра D

$$\Delta A = K_R \Delta S = K_R \Delta (D^2). \qquad (111)$$

Уравнение (111) соответствует гипотезе Риттингера (1867 г.)

В общем случае элементарная работа, затрачиваемая на дробление куска, равна сумме

$$\Delta A = K_K \Delta V + K_R \Delta S. \qquad (112)$$

Уравнение (112) предложено акад. П. А. Ребиндером [125].

По гипотезе Бонда [170] (1950 г.) элементарная работа пропорциональна приращению параметра, являющегося среднегеометрическим между объемом и поверхностью

$$\Delta A = K_B \Delta (\sqrt{VS}) = K_B \Delta (D^{2,5}). \qquad (113)$$

Элементарная работа дробления одного куска по обобщающей гипотезе [182, 128] пропорциональна элементарному изменению некоторой степени его диаметра D

$$\Delta A = K_m \Delta (D^{1-m}), \qquad (114)$$

где $(1 - m)$ — показатель степени, определяемый опытным путем.

Формула (114) при $m = 1$ совпадает с формулой Кирпичева — Кика (110), при $m = 2$ — с формулой Риттингера (111), при $m = 1{,}5$ — с формулой Бонда (113).

В приведенных уравнениях коэффициенты пропорциональности K_K, K_R, K_B и K_m определяются экспериментально.

По формуле (114) (после дифференцирования правой части), элементарная работа, затрачиваемая на дробление одного куска,

$$\Delta A = K'_m D^{3-m} \Delta D.$$

Если предположить, что весь материал, имеющий общий объем Q_0 ($м^3$), состоит только из одинаковых по размеру шарообразных кусков диаметром D, то общее число кусков N, содержащихся в этом объеме, будет равно

$$N = \frac{Q_0}{\frac{4}{3}\pi D_0^3} = K_N \frac{Q_0}{D^3},$$

а элементарная работа сил упругости при малой деформации всего объема Q_0

$$\Delta A_0 = N \Delta A = \left(K_N \frac{Q_0}{D^3}\right)(K'_m D^{3-m} \Delta D),$$

откуда

$$\Delta A_0 = K_N K'_m Q_0 \frac{\Delta D}{D^m}. \qquad (115)$$

Для определения суммарной работы A_0, затрачиваемой на дробление всего объема Q_0, необходимо при интегрировании учесть начальный размер кусков D_0 и конечный их размер $D_к$. В результате интегрирования вышеприведенного уравнения от D_0 до $D_к$ получаем формулу для определения удельного расхода энергии

$$E_0 = \frac{A_0}{Q_0} = K_0 \left[\frac{1}{D_к^{m-1}} - \frac{1}{D_0^{m-1}}\right]. \qquad (116)$$

В обобщенной формуле (115) конечный размер $D_к$ можно выразить также через степень дробления i, тогда [16, 181]

$$E_0 = \frac{A_0}{Q_0} = \frac{K_0}{D_0^{m-1}}[i^{m-1} - 1].$$

Частным случаям обобщенных формул соответствуют те или иные значения показателя степени в трех последних равенствах. В соответствии с гипотезой Кирпичева $m = 1$. Подставив $m = 1$ в исходное уравнение (115), после интегрирования получим

$$E_K = \frac{A_0}{Q_0} = K_K \lg \frac{D_0}{D_к} = K_K \lg i. \qquad (117)$$

Применительно к гипотезе Риттингера в формулах (115) и (116) принимают $m = 2$, тогда удельная работа будет [1]

$$E_R = \frac{A_0}{Q_0} = K_R \left[\frac{1}{D_к} - \frac{1}{D_0}\right] = \frac{K_R}{D_0}[i - 1]. \qquad (118)$$

В соответствии с гипотезой Бонда $m = 1{,}5$, тогда

$$E_B = \frac{A_0}{Q_0} = K_B \left[\frac{1}{\sqrt{D_k}} - \frac{1}{\sqrt{D_0}}\right] = \frac{K_B}{\sqrt{D_0}}[\sqrt{i} - 1]. \qquad (120)$$

[1] Если оценивать работу дробления по изменению удельной поверхности, то уравнение Риттингера (118) для определения удельной работы приводят к виду

$$E_R = \frac{A_0}{Q_0} = K_R \Delta S, \qquad (119)$$

где ΔS — прирост удельной поверхности конечного продукта измельчения по сравнению с начальной

$$(\Delta S = S_{кон} - S_{нач}).$$

Если обозначить через W (индекс работы) ту работу, которую нужно затратить для доведения единицы объема материала, состоящего из кусков бесконечных размеров ($D_0 = \infty$), до крупности, при которой все куски имеют диаметр $D_к = 100$ *мкм*, то формулу (120) можно представить в виде

$$W = \frac{A_0}{Q_0} = K_B \left[\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right] = \frac{K_B}{10}. \quad (121)$$

Отсюда $K_B = 10W$, т. е. входящий в формулу (120) коэффициент пропорциональности K_B равен десяти индексам работы. После подстановки $K_B = 10W$ в формулу (120) работу на единицу объема можно определить по следующей расчетной формуле

$$E_B = \frac{A_0}{Q_0} = 10W \left[\frac{1}{\sqrt{D_к}} - \frac{1}{\sqrt{D_0}} \right] = 10W \frac{\sqrt{D_0} - \sqrt{D_к}}{\sqrt{D_0}\sqrt{D_к}}. \quad (122)$$

Через степень дробления удельную работу можно выразить соотношением

$$E_B = \frac{A_0}{Q_0} = W \left[1 - \left(\frac{1}{i} \right)^2 \right] \left(\frac{100}{D_к} \right)^{\frac{1}{2}}. \quad (123)$$

В формулах (122) и (123) диаметры D_0 и $D_к$ (*мкм*) равны тем отверстиям сита, на которых остаток равен 20% (просев 80%).

Вместо объема Q_0 ($м^3$) в формулы можно ввести пропорциональную ему величину — вес материала Q. Тогда индекс работы W и удельный расход электроэнергии $E_Q = \frac{A}{Q}$ будут относиться к 1 *т* материала

$$E_Q = \frac{A}{Q} = 10W \frac{\sqrt{D_0} - \sqrt{D_к}}{\sqrt{D_0}\sqrt{D_к}}, \ квт \cdot ч/т. \quad (124)$$

В табл. 38 приведен индекс работы дробления по Бонду.

В последнее время делались попытки видоизменить формулу Бонда [172, 175, 181], а также учесть вид характеристики крупности дробимой руды [17]. Новые формулы пока не получили практического применения.

По формуле Бонда работу дробления можно рассчитать с достаточной точностью только для среднего дробления [8]. Для определения работы при измельчении В. А. Олевским предложена расчетная формула [101]

$$E_Q \lg \frac{C}{E_Q} = \frac{1}{K_0} \Delta S, \quad (125)$$

где E_Q — удельный расход электроэнергии, *квт·ч/т*,

ΔS — прирост удельной поверхности материала после измельчения по сравнению с начальным, $см^2/г$,

C и K_0 — постоянные, характеризующие данный материал.

Формулу (125) можно рассматривать как обобщение формулы Риттингера (119).

Сопоставление различных гипотез, характеризующих связь между работой дробления и размерами исходных кусков, дает диаграмма Р. Т. Хукки [17] (рис. 80). К кривой удельного расхода энергии проведены касательные (показаны на рис. 80 пунктиром) в виде отрезков прямых или кривых, уравнения которых соответствуют той или иной гипотезе. Для прямолинейных отрезков будет действительна формула (115), в которой принимают $m = 1$ по Кирпичеву — Кику, $m = 1{,}5$ — по Бонду и $m = 2$ по Риттингеру. Уравнением криволинейного отрезка в соответствии с формулой (125) будет $E_Q = f(S)$.

При крупном дроблении приращение поверхности весьма мало. Поэтому работу дробления можно определить по уравнению (110), соответствующему гипотезе Кирпичева

$$\Delta A = K_K \Delta V.$$

Значение входящего в это уравнение коэффициента пропорциональности K_K иногда определяют, пользуясь форму-

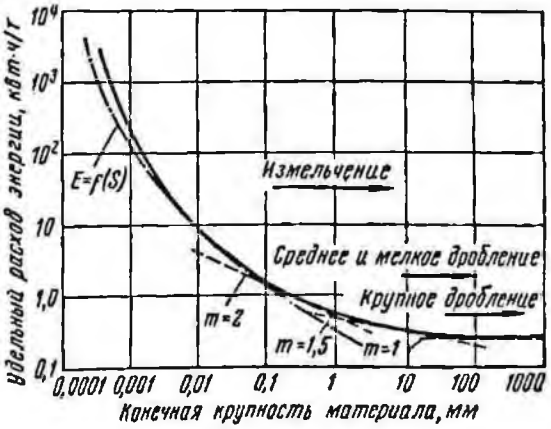


Рис. 80. Ориентировочный удельный расход энергии на дробление и измельчение материала при различной конечной крупности (по Р. Т. Хукки)

Таблица 38

Индекс работы дробления по Бонду

Руда и порода	Плотность, т/см³	Индекс работы W, квт·ч/т	Руда и порода	Плотность, т/см³	Индекс работы W, квт·ч/т
Андезит	2,84	20,3	Молибденовая руда	2,70	13,6
Базальт	2,91	19,0	Наждак	3,48	62,5
Барит	4,50	5,3	Никелевая руда	3,28	15,1
Боксит	2,20	9,8	Оловянная руда	3,95	12,0
Габбро	2,83	20,5	Песчаник	2,65	28,9
Гематит	3,53	14,3	Пирит (серный колчедан)	4,06	9,8
Гипс	2,69	7,8	Пирротиновая руда	4,04	10,5
Глина	2,51	7,0	Плавиковый шпат	3,01	9,8
Гнейс	2,71	22,4	Поташ	2,40	8,9
Горючие сланцы	1,84	17,6	Полевой шпат	2,59	11,9
Гравий	2,66	17,9	Рутиловая руда	2,80	14,0
Гранит	2,66	16,8	Свинцовая руда	3,35	13,1
Графит	1,75	48,5	Свинцово-цинковая руда	3,36	11,9
Диабаз	2,87	21,4	Спепит	2,73	14,5
Диорит	2,82	23,2	Слапец	2,63	17,5
Доломит	2,74	12,5	Спекулярит	3,28	15,2
Золотоносная руда	2,81	16,5	Стекло	2,58	13,6
Известняк	2,66	14,0	Такониты	3,54	16,1
Карбид кремния	2,75	28,6	Титановая руда	4,01	13,6
Кварц	2,65	15,0	Уголь	1,40	14,3
Кварцит	2,68	10,6	Ферромарганец	6,32	9,2
Кварцевый песок	2,67	15,5	Ферросилиций	4,41	11,0
Клинкер цементный	3,15	14,8	Феррохром	6,66	8,4
Кокс	1,31	16,7	Фосфориты	2,74	11,0
Магнезит	3,06	12,3	Цинковая руда	3,64	12,8
Магнетит	3,88	11,0	Шлак доменный	2,74	11,3
Марганцевая руда	3,53	13,5			
Медная руда	3,02	14,1			

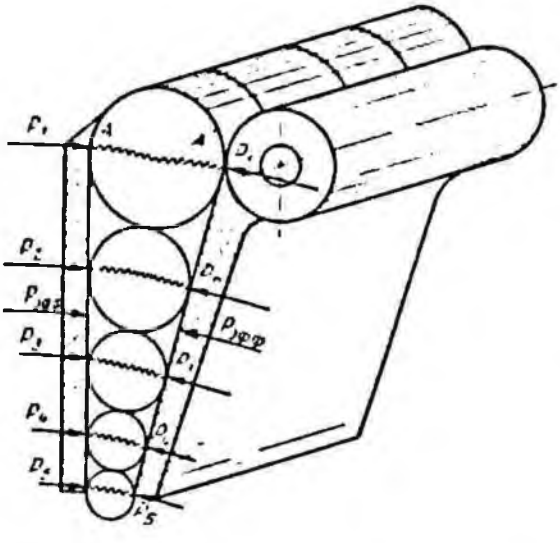


Рис. 81. Схема разрушения кусков в щековой дробилке

лами сопротивления материалов, по диаграмме деформаций, полученной при сжатии образца на прессе. Работа дробления куска объемом V будет [72]

$$A = \frac{\sigma_{max}}{2E} V,$$

где σ_{max} — разрушающее напряжение на сжатие;

E — модуль упругости.

При том же допущении [72, 73] максимальное усилие P_{max}, действующее на материал со стороны рабочего органа дробилки, определяется произведением разрушающего напряжения σ_{max} на площадь F неподвижной щеки щековой дробилки

$$P_{max} = \sigma_{max} F. \qquad (126)$$

В расчет по формуле (126) необходимо внести существенную поправку, так как напряжение σ_{max} относится только к раз-

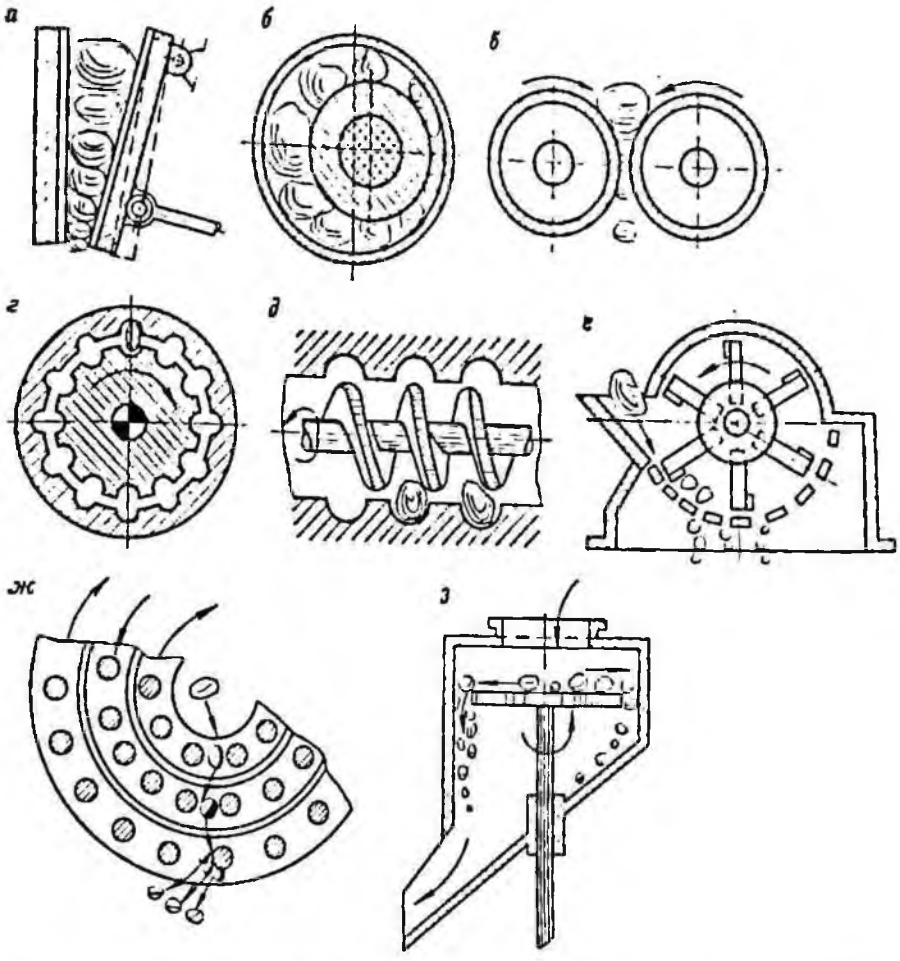


Рис. 82. Схемы дробилок с преимущественно статическим воздействием (*а* — *д*) и ударного действия (*е* — *з*):

а — щековая дробилка; *б* — конусная дробилка; *в* — двухвалковая дробилка; *г* — одновалковая дробилка с желобчатым валком; *д* — шнековая дробилка; *е* — молотковая дробилка; *ж* — стержневая дробилка (дезинтегратор); *з* — центробежная дробилка метательного действия

давливанию на прессе образцов правильной формы (кубики), когда нагрузка распределяется равномерно по всей поверхности образца, и имеет место только сжатие и раздавливание. В реальных условиях куски имеют неправильную форму, давление на материал распределяется неравномерно, и бо́льшая часть кусков разрушается не сжатием, а в результате раскалывания (рис. 81), при котором фактически происходит разрыв кусков по линии A', а не их раздавливание [16, 95]. Предел прочности руд на разрыв в десятки раз меньше, чем на сжатие. Поэтому рабочее давление в формуле (126) принимают значительно меньшим, чем σ_{max}, считая, что среднее эффективное усилие

$$P_{эфф} = pF, \qquad (127)$$

где p — удельное рабочее давление, отнесенное к единице площади щеки (определяется экспериментально).

При дроблении руд повышенной прочности как среднюю расчетную величину принимают

$$p \cong 24 \ кгс/см^2. \qquad (128)$$

Усилие $P_{эфф}$ приложено к средней точке щеки (см. рис. 81).

Формулы (127) и (128) используются при расчете усилий и мощности дробилок.

§ 36. Классификация дробильно-размольных машин и устройств

За основу классификации дробильно-размольных машин и устройств принимают принцип их действия, т. е. вид энергии, непосредственно используемой для разрушения материала: механическую работу дробящих органов (в дробильно-

Таблица 39

Классификация дробильно-размольных машин, аппаратов и устройств

Принцип действия	Группа (разделение по методам разрушения материала)	Подгруппа (название дробилок и мельниц по виду рабочих органов)	Конструктивные типы дробилок и мельниц
I. Механические дробилки			
Разрушение кусков материала в результате механического воздействия подвижных деталей дробилки (или подвижных деталей и неподвижной брони)	1. С преимущественно статическим воздействием на дробимый материал	А. Щековые	Щековые с простым движением щеки (рис. 82, *а*)
			Щековые со сложным движением щеки
		Б. Конусные (рис. 82, *б*)	Конусные с подвесным валом КРД и КРД (гирационные)
			Конусные с консольным валом КСД и КМД
		В. Валковые	Двухвалковые с гладкими валками (рис. 82, *в*)
			Одно-, двух- и четырехвалковые с зубчатыми валками
			Одновалковые с желобчатым валком (рис. 82, *г*)
		Г. Шпековые	Дробилки шпекового типа (рис. 82, *д*)
	2. Динамического действия (роторные)	А. Роторные ударного действия	Молотковые с шарнирно подвешенными молотками (рис. 82, *е*)
			Роторно-билльные с жестко закрепленными билами
			Стержневые (дезинтеграторы) (рис. 82, *ж*)
		Б. Роторные метательные (центробежные) с безударным разгонным ротором	Центробежные с однодисковым ротором (рис. 82, *з*)
			Центробежные с многодисковым ротором
II. Пневматические, электрогидравлические, электроискровые и электротермические дробильные устройства			
Разрушение кусков в результате сброса давления газа, пара, действия взрывной волны (под влиянием искрового разряда в воде) или в результате местного нагрева кусков током высокой частоты	1. Дробилки взрывного действия	А. Пневматические взрывного действия	Взрывные, применяющие сжатый воздух или пар
		Б. Электрогидравлические взрывного действия	Взрывные, основанные на принципе электрогидравлического и искрового эффекта

Продолжение табл. 39

Принцип действия	Группа (разделение по методам разрушения материала)	Подгруппа (название дробилок и мельниц по виду рабочих органов)	Конструктивные типы дробилок и мельниц
	2. Электротермические дробильные установки	Электротермические[1] с высокочастотным генератором	Переносные и стационарные

III. Аэродинамические мельницы (струйные размольные аппараты без мелющих тел)

Разрушение кусков в результате разгона их струей газа и последующих ударов о неподвижную броню или взаимных ударов	Струйные мельницы	А. Однопижекторные	Струйные однопижекторные размольные аппараты
		Б. Многопижекторные	Струйные двух- и многопижекторные размольные аппараты

IV. Механические мельницы с мелющими телами

Разрушение частиц материала в результате ударов мелющих тел или их истирающего действия	Мельницы с мелющими телами, мельницы самоизмельчения и рудногалечного измельчения	А. Барабанные (рис. 83, *а*) Б. Ролико-кольцевые (рис. 83 *б*) В. Чашевые (бегуны) (рис. 83, *в*) Г. Дисковые (рис. 83, *г*)	(Типы мельниц описаны в главе XVII)

[1] Устройства, осуществляющие электродробление токами высокой частоты, в принципе применимы для додрабливания негабарита, т. е. крупных блоков, не принимаемых загрузочными отверстиями дробилок [45].

размольных машинах), энергию сжатого воздуха, газа, пара или воды (при взрывном дроблении и измельчении), электрическую энергию (при дроблении искровым разрядом) или тепловую энергию (разрушение горных пород при нагревании).

В соответствии с этим дробильно-размольные машины и аппараты можно разделить на следующие четыре основных типа (табл. 39, рис. 82 и 83): I — механические дробилки; II — пневматические и электрические дробилки взрывного действия и электротермические дробилки; III — аэродинамические (струйные) мельницы (размольные аппараты без мелющих тел); IV — механические мельницы (с мелющими телами).

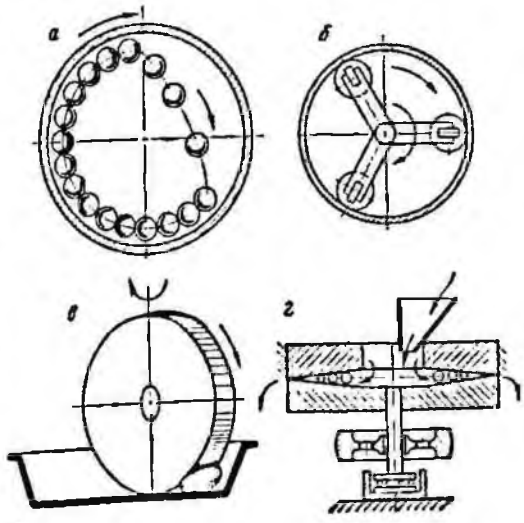


Рис. 83. Схемы мельниц:
а — барабанная (шаровая, стержневая, галечная, рудногалечная, барабанно-роликовая); *б* — роликово-кольцевая; *в* — чашевая (бегуны); *г* — дисковая (истиратель, жернова)

Область применения механических дробилок различных конструкций определяется главным образом прочностью дробимого материала. Для дробления твердых пород используются щековые и конусные дробилки, реже — валковые с гладкими валками. Для сравнительно мягких и хрупких пород применяются валковые дробилки с зубчатыми валками, а также молотковые, роторно-билъные и стержневые (дезинтеграторы).

На рудообогатительных фабриках наибольшее применение получили щековые и в особенности конусные дробилки, а на механических мельниц — барабанные (шаровые, стержневые, рудногалечные) (см. рис. 83, *а*.)

При выборе конструктивного типа дробилки и ее размеров, помимо прочности рудного сырья, учитывают крупность исходного материала, требуемый гранулометрический состав продукта дробления и необходимую производительность дробильной установки.

Глава IX

Щековые дробилки

§ 37. Типы щековых дробилок

Щековые дробилки разделяются на два основных кинематических класса: дробилки с простым движением (качанием) (рис. 84) и со сложным движением подвижной щеки (рис. 85).

Дробилки с простым движением щеки различаются между собой способом крепления подвижной щеки, а также приводным механизмом.

Различают дробилки с верхним подвесом щеки O_1 (рис. 84, *а*, *б*, *в*, *г*) и с нижней шарнирной опорой O_2 (типа Додж) (рис. 84, *д*). Последние изготовляются только как лабораторные и полупромышленные.

Дробилки с верхним подвесом щеки выполняются с различным приводным устройством. Чаще всего применяют шарнирно-рычажный механизм. Подвижная щека поворачивается (рис. 84, *а*) вокруг своей оси O_1 на небольшой угол в ту и другую сторону, приближаясь и отдаляясь от неподвижной щеки при движении звеньев кривошипно-шатунного механизма. Щековая дробилка с подобным механизмом изобретена Блеком в 1858 г.

Некоторые зарубежные фирмы (Стюртеванг и др.) выпускают дробилки с кулачковым приводным механизмом (рис. 84, *б*), пригодным лишь для машин малых типоразмеров. Компактной является дробилка (фирмы Крупп) с кривошипно-шарнирным приводным механизмом, не имеющим распорных плит (рис. 84, *в*).

Изготовлены опытные образцы щековой дробилки с гидравлическим приводом (рис. 84, *г*), предложенным Гольди (Канада).

Кроме перечисленных изготовляются также дробилки с двойным приводом подвижной щеки от кривошипно-шатунного механизма, с приводом непосредственно от эксцентрика, с двумя подвижными щеками, с двумя парами щек для парал-

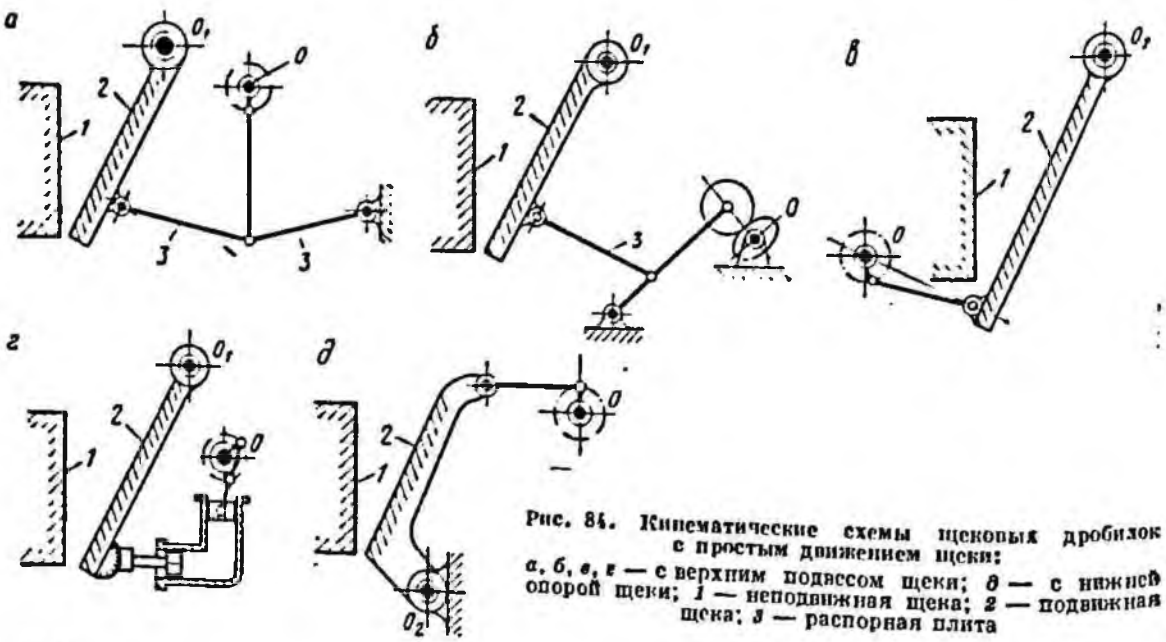


Рис. 84. Кинематические схемы щековых дробилок с простым движением щеки:
а, *б*, *в*, *г* — с верхним подвесом щеки; *д* — с нижней опорой щеки; *1* — неподвижная щека; *2* — подвижная щека; *3* — распорная плита

лельного или последовательного дробления (в два приема) и др. [61].

В СССР все дробилки с простым движением щеки изготовляются по схеме, показанной на рис. 84, *а*.

Дробилки со сложным движением подвижной щеки (рис. 85, *а*).

В дробилках со сложным движением подвижная щека подвешена на эксцентриковом приводном валу *О*; нижняя часть ее шарнирно соединяется с распорной плитой (другим концом распорная плита опирается на регулировочное устройство). Траектории движения точек щеки представляют собой овалообразные кривые. Если горизонтальная проекция траектории нижней точки щеки (ход) равна *s*, то вертикальная ее проекция в этой зоне близка к 3*s*, а в верхней зоне — к 2,5*s*. Значительное вертикальное перемещение щеки, обусловливающее ее истирающее действие, приводит к повышенному износу дробящих плит. Поэтому дробилки со сложным движением применяются преимущественно для малоабразивных материалов. Достоинство дробилки — простота конструкции, малые габариты и малый вес.

Помимо простейшей кинематической схемы (рис. 85, *а*) используются и более сложные: в движение приводятся обе щеки (рис. 85, *б*) либо подвижная щека имеет привод от двух эксцентриковых валов и др. [61]. В СССР дробилки со сложным движением изготовляются по схеме, приведенной на рис. 85, *а*.

На рис. 86 показана дробилка со сложным движением щеки, имеющая загрузочное (приемное) отверстие 250×400 *мм*. На фундаменте крепится рама дробилки. Приводной эксцентриковый вал, смонтированный в коренных подшипниках рамы, приводится в движение от клиноременной передачи. Помимо желобчатого шкива на вал насажен маховик. На эксцентриковую часть вала с помощью подвижного подшипника подвешена подвижная щека. Неподвижная щека крепится непосредственно на раме. Обе щеки футерованы броневыми плитами.

На нерабочей поверхности подвижной щеки имеется вкладыш, в который упирается распорная плита. Противоположный конец плиты опирается на такой же вкладыш промежуточного клина, положение которого определяется регулировочным подвижным клином. Затяжкой гаек подъемного винта подвижной клин переставляют соответственно необходимой величине разгрузочного отверстия *b*. Подвижная щека в период ее холостого хода оттягивается штангой с буферной пружиной. Вал должен вращаться в направлении, указанном на рис. 86 стрелкой. При этом в период сжатия дробимых кусков нижний конец подвижной щеки должен опускаться.

Заводами СССР щековые дробилки со сложным движением щеки изготовляются девяти размеров (табл. 40). Типоразмер щековой дробилки характеризуется размерами ее загрузочного отверстия $B \times L$, где B — ширина и L — длина отверстия.

Модернизированные щековые дробилки с простым движением щеки ЩДП показаны на рис. 87 и 88.

Внутренняя стенка рамы служит неподвижной щекой, на которой крепятся броневые плиты (футеровка). Подвижная щека с укрепленной на ней футеровкой подвешивается на ось, концы которой лежат в подшипниках боковых стенок рамы. В коренных подшипниках рамы

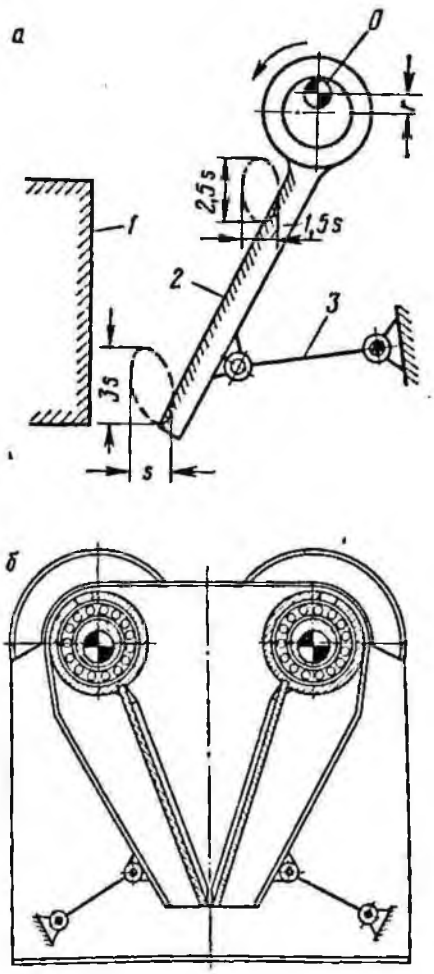


Рис. 85. Кинематические схемы щековых дробилок со сложным движением:

а — с одной подвижной щекой; *б* — с двумя подвижными щеками; *1* — неподвижная щека; *2* — подвижная щека; *3* — распорная плита

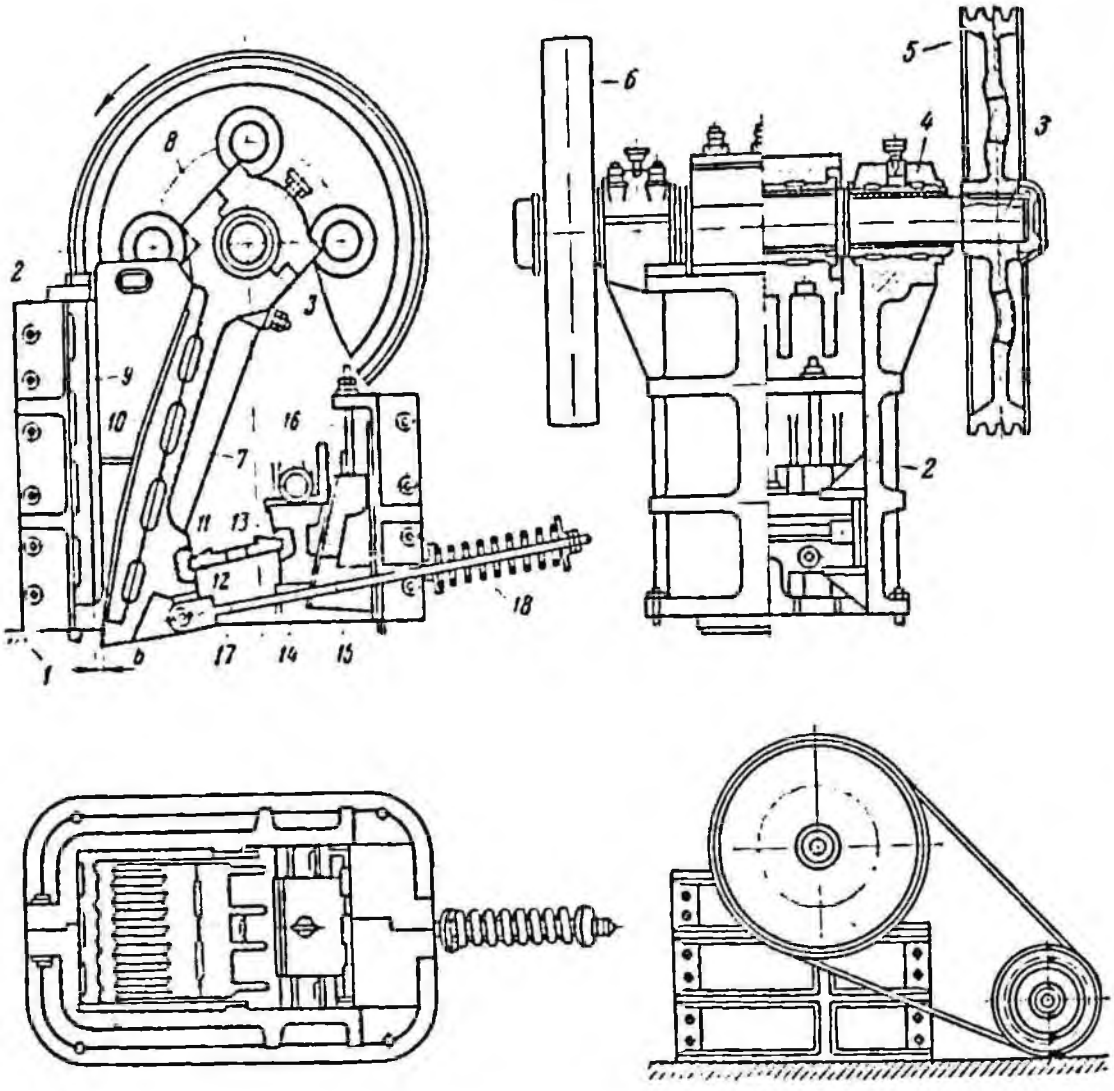


Рис. 86. Щековая дробилка 250 × 400 со сложным движением щеки марки ЩДС-2.5 × 4:

1 — фундамент; *2* — рама; *3* — эксцентриковый вал; *4* — коренной подшипник; *5* — желобчатый шкив; *6* — маховик; *7* — подвижная щека; *8* — подвижный подшипник; *9* и *10* — броневые плиты; *11* и *13* — вкладыши; *12* — распорная плита; *14* — промежуточный клин; *15* — регулировочный подвижный клин; *16* — винт; *17* — штанга; *18* — пружина

вращается приводной вал, на эксцентрик которого подвешивается шатун. Вал приводится в движение шкивами клиноременной передачи. В нижнюю часть шатуна с обеих сторон через вкладыши упираются распорные плиты. Противоположные концы распорных плит опираются на вкладыши; один из них закреплен на подвижной щеке, а другой — в углублении упора. При изменении размера b разгрузочного отверстия (щели) упор передвигают и закрепляют винтом.

К подвижной щеке шарнирно прикреплена штанга с пружиной, оттягивающей нижний конец щеки при ее обратном ходе.

Подвижная щека совершает колебательное движение с центром качания в точке O (центр оси).

Плоскости распорных плит образуют переменный угол β. При рабочем ходе (при подъеме шатуна) угол β уменьшается, и распорные плиты нажимают на подвижную щеку, которая приближается к неподвижной щеке, уменьшая разгрузочное отверстие до минимального размера b_0. При обратном ходе шатуна (вниз) угол β увеличивается и разгрузочное отверстие изменяется до

$$b = b_0 + s,$$

где s — ход щеки в нижней точке.

Футеровку неподвижной и подвижной щек набирают из броневых плит с продольными рифлениями. Выступы одной

Таблица 40

Основные параметры щековых дробилок со сложным движением щеки (ЩДС)

Параметры	Типоразмер дробилки по ГОСТ 7084—71 и по шифру завода-изготовителя								
	ЩДС-1,6×2,5	ЩДС-2,5×4	ЩДС-2,5×9 (С-166А)	ЩДС-4×6	ЩДС-4×9 (СМ-741)	ЩДС-6×9 (СМ-16Д)	ЩДС-9×12	ЩДС-12×15	ЩДС-15×21
Размеры загрузочного отверстия ($B \times L$), *мм*	160×250	250×400	250×900	400×600	400×900	600×900	900×1200	1200×1500	1500×2100
Наибольший размер куска в питании D_{max}, *мм*	130	210	210	340	340	500	700	1000	1300
Ширина разгрузочного отверстия в разомкнутом положении:									
номинальная b, *мм*	30	40	40	60	60	100	130	150	180
пределы регулирования, *мм*	15—45	20—60	20—60	40—90	40—90	75—125	100—160	110—190	130—230
Ход щеки s, *мм*	10	11	10	9,5	9,5	12	—	—	—
Число ходов подвижной щеки в минуту n	300	300	325	300	290	275 (250)	—	—	—
Эксцентриситет вала r, *мм*	12	12,5	12	12	—	—	—	—	—
Угол захвата α, *град*	15	15	18	19	19	20	—	—	—
Паспортная производительность при номинальной ширине отверстия (при дроблении материала средней твердости) $Q_{пасп}$, $м^3/ч$, не менее	2,5	7	14 (7—35)	15	23	55 (35—120)	160	280	550
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*	7	17	40	40	55	75	100	160	250
Масса дробилки без электрооборудования, m	1,5	3	8 (5,1)	7	12	20 (15)	60	120	200
Завод-изготовитель	—	—	Выксунский завод дробильно-размольного оборудования					—	—

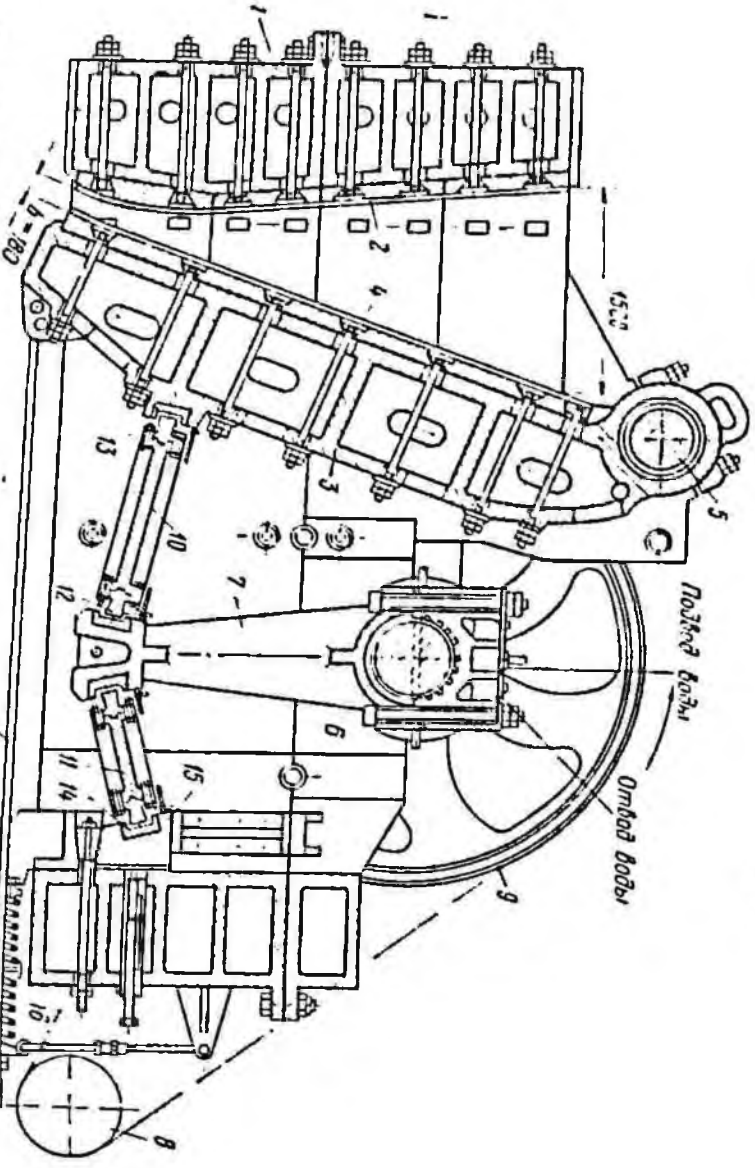


Рис. 87. Модернизированная щековая дробилка ЩДП 6 × 9 с простым движением щеки (Выксунского завода дробильно-размольного оборудования):

1 — рама; *2* — футеровка (броня) неподвижной щеки; *3* — подвижная щека; *4* — футеровка подвижной щеки; *5* — ось; *6* — приводной вал; *7* — шатун; *8* и *9* — шкивы; *10* и *11* — соответственно передняя и задняя распорные плиты; *12*, *13* и *14* — вкладыши; *15* — упор; *16* — винт; *17* — штанга; *18* — пружина

Рис. 88. Модернизированная щековая дробилка ЩДП 15 × 21 завода «Волгоцеммаш» (обозначения те же, что на рис. 87)

Таблица 41

Основные параметры модернизированных щековых дробилок с простым движением щеки

Параметры	ЩДП 1,6×2,5	ЩДП 2,5×4	ЩДП 4×6	ЩДП 6×9	ЩДП 9×12 (СМД-58Б)	ЩДП 12×15 (СМД-59А)	ЩДП 15×21 (СМД-60А)	ЩДП 21×25
Размеры загрузочного отверстия ($B \times L$), *мм*	160×250	250×400	400×600	600×900	900×1200	1200×1500	1500×2100	2100×2500
Наибольший размер куска в питании D_{max}, мм	130	200	340	500	750	1000	1200	1700
Номинальная ширина разгрузочного отверстия (в разомкнутом положении) [1] b, *мм*	30	60	80(40—100)	100(80—160)	130	150	180	250
Ход щеки s, *мм*	—	—	20	29	30	32	44	53
Число ходов подвижной щеки в минуту n	—	—	300	275	210 (170)	150	125 (100)	—
Эксцентриситет вала r, *мм*	—	—	—	29	40	35	42	—
Угол захвата α, *град*	—	—	—	20	22	24	23	—
Номинальная производительность при номинальной ширине отверстия (при дроблении материала средней крепости) [2] $Q_{ном}$, *м³/ч*	4	10	20 (10—25)	50	160	280	450	750
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*	10	14	28	75	100	160	250	500
Масса дробилки без электрооборудования, *т*	1,5	4	7,6	24,3	69	140	245	470
Завод-изготовитель	Выксунский завод дробильно-размольного оборудования				Волгоцеммаш			—

[1] При необходимости допускается отклонение ширины щели на ±20% номинала с соответствующим изменением производительности.

[2] Номинальная производительность по проекту стандарта.

Основные параметры больших щеко

Фирма	Размер отверстия, мм		Скорость вращения главного вала n, об/мин	Мощность электродвигателя $N_{дв}$, квт	Масса дробилки, т
	загрузочного $b \times L$	разгрузочного b			
«Аллис-Чалмерс» (США)	810 × 1065	100—200	200	75	57
	1065 × 1220	125—250	180	90—110	67
	1220 × 1525	140—250	170	110—150	120
«Дракон» (Франция)	700 × 1250	90—150	220	50—75	40
	900 × 1600	100—200	170	100—110	67
	900 × 2000	200	178	110—130	74
	1000 × 1600	200	178	100—110	68
	1000 × 2000	200	178	110—125	86
	1070 × 2000	225	152	110—124	100
	1250 × 2000	150—250	132	110—125	129
	1600 × 2500	300	120	185—200	250
GHH-Дюссельдорф (ФРГ)	500 × 1000	100—120	250	75	34
	1000 × 1250	150	200	115	65
	1200 × 1500	200	180	165	102
	1400 × 1800	250	150	200	150
	1600 × 2000	250	140	220	188
«Ведаг» (ФРГ)	630 × 1000	100	280	60	30
	900 × 1200	190	250	90	48
	1200 × 1500	260	200	120	87
	1500 × 2100	350	160	160	162
Эрнст Тельман (ГДР)	900 × 1200	140—200	180	58—74	70
	1200 × 1500	190—250	170	75—100	130
	1400 × 1800	220—300	160	90—130	200
	1520 × 2140	250—350	140	110—150	260
«Мордгардшаммар» (Швеция)	915 × 1065	180	190	74	54
	915 × 1200	180	170	74	70
	1015 × 1525	205	160	92	107
	1220 × 1830	230	150	130	136
	1525 × 2135	255	140	185	204

вых дробилок зарубежных фирм

Таблица 42

Производительность $Q_{пасп}$, м³/ч, при дроблении руд средней крепости в дробилках с разгрузочным отверстием, мм								
100	125	140	150	175	190	200	225	250
140	165	175	190	205	215	225	—	—
—	210	225	240	265	280	290	305	330
—	—	255	275	295	310	325	345	375
75	104	116	125	—	—	—	—	—
120	142	155	165	165	185	190	—	—
—	—	—	—	—	—	235	—	—
—	—	—	—	—	—	190	—	—
—	—	—	—	—	—	235	—	—
—	—	—	—	—	—	—	270	—
—	—	—	210	245	265	280	320	340
—	—	—	—	—	—	—	—	420
75	90	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	150	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	200	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	300
—	—	—	—	—	—	—	—	400
100	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	210	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	315
—	—	—	—	—	—	—	—	350
—	—	130	140	162	175	180	—	—
—	—	—	—	—	170	200	240	260
—	—	—	—	—	—	—	230	290
—	—	—	—	—	—	—	—	430
—	—	—	—	85	—	—	—	—
—	—	—	—	100	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	150	—	—
—	—	—	—	—	—	—	230	—
—	—	—	—	—	—	—	—	300

плиты располагаются против впадин другой, благодаря чему куски руды часто разрушаются в результате излома (см. рис. 79, *в*). Наряду с этим в точках соприкосновения поверхности кусков с выступами возникают разрывающие напряжения, под действием которых крупные куски раскалываются (см. рис. 79, *б* и 81).

Боковые стенки рабочего пространства дробилки футеруются сменными плитами из марганцовистой стали.

Для уравновешивания шарнирных масс на приводной вал насажен маховик.

Чаще всего для приводного вала применяют подшипники скольжения с баббитовыми вкладышами (см. рис. 88). В последнее время имеется тенденция к переходу на подшипники качения (см. рис. 87).

Смазка подшипников оси подвижной щеки и точек контакта распорных плит с вкладышами — консистентная (густая), подается под давлением. Для подшипников главного вала применяется принудительная жидкая смазка от масляного насоса.

Номинальным размером разгрузочного отверстия b считается расстояние от вершины выступов одной брони до наиболее удаленной точки впадины на противоположной броне, измеряемое в нижнем конце щек при **разомкнутом** их положении.

Небольшие изменения разгрузочного отверстия дробилки достигаются перестановкой упора. Иногда для той же цели применяют укороченные (или удлиненные) распорные плиты.

До 1961 г. на заводах СССР изготовлялись щековые дробилки с относительно малой высотой H рабочего пространства. Отношение $H : B$ составляло примерно 2 : 1. После модернизации дробилок это отношение увеличено до 2,25 : 1 и 2,5 : 1. Кроме того, улучшены конструктивные элементы: применен криволинейный профиль футеровочных плит с образованием параллельной зоны на выходе, введен плавный запуск машины с помощью фрикционной муфты с гидравлическим прижимным устройством и др.

Предусматривается ряд дальнейших усовершенствований этих дробилок:

регулирование ширины разгрузочного отверстия в пределах ±20% номинала (операция регулирования должна быть механизирована);

механизированный запуск дробилки (без раскручивания шкива дополнительными механизмами);

возможность запуска дробилки под завалом;

применение устройств самовосстанавливающегося типа, предохраняющих механизм дробилки от поломок при попадании недробимых предметов (без применения для этой цели ломающихся распорных плит, срезывающихся шпонок на валу и т. п.)[1].

Основные параметры щековых дробилок с простым движением щеки, изготовляемых отечественными заводами, приведены в табл. 41, а данные по большим щековым дробилкам зарубежных фирм — в табл. 42.

§ 38. Параметры механического режима щековой дробилки

К параметрам механического режима щековых дробилок с простым движением щеки ЩДП относятся: угол захвата α, ход подвижной щеки s и скорость вращения приводного вала, определяющего число качаний щеки в минуту n.

Угол захвата α (рис. 89, *а*). Предельная его величина ограничивается условием: дробимый кусок материала не должен выталкиваться вверх при сближении щек. Помимо веса G, который во много раз меньше усилий дробления, на кусок действуют сжимающие силы P_1 и P_2, направленные перпендикулярно плоскостям щек, и силы трения fP_1 и fP_2 (f — коэффициент трения), лежащие в плоскостях щек. Зажатый под действием этих сил кусок находится в равновесии до тех пор, пока угол захвата удовлетворяет следующим уравнениям равновесия слагающих сил по осям x и y (при $G \approx 0$):

$$\left.\begin{aligned} \sum X &= P_1 - P_2\cos\alpha - fP_2\sin\alpha = 0 \\ \sum Y &= -fP_1 + fP_2\cos\alpha - P_2\sin\alpha = 0 \end{aligned}\right\}. \tag{129}$$

Если коэффициент трения заменить тангенсом угла трения ($f = \operatorname{tg}\varphi$), то получим

$$\operatorname{tg}\alpha < \frac{2\operatorname{tg}\varphi}{1-\operatorname{tg}^2\varphi}, \tag{130}$$

откуда

$$\alpha < 2\varphi,$$

т. е. предельный угол захвата должен быть меньше двойного угла трения.

Угол захвата α щековых дробилок лежит в пределах 20—24° (табл. 41). Для большинства дробимых материалов $f \geqslant 0{,}2$ и $\varphi \geqslant 12°$, или $2\varphi \geqslant 24°$, поэтому угол $\alpha \leqslant 2\varphi$, т. е. принятые в практике углы $\alpha \leqslant 24°$ обеспечивают захват кусков.

При первоначальном зажатии в рабочем пространстве кусок обычно еще не раз-

[1] УЗТМ выпущены опытные образцы дробилок с предохранительными устройствами самовосстанавливающегося типа.

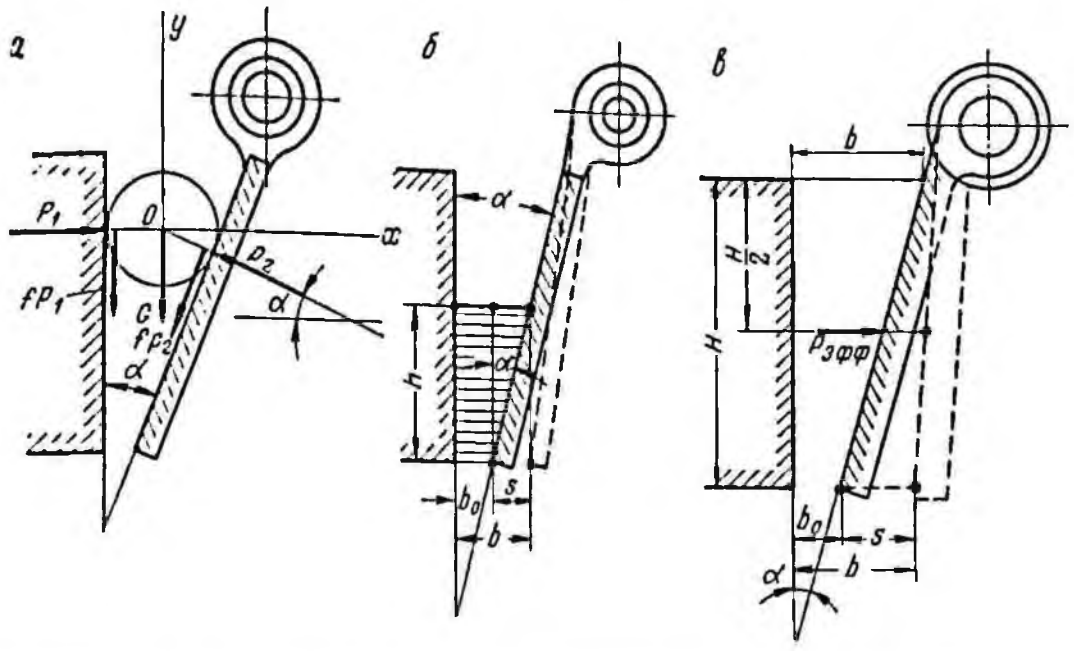


Рис. 89. Угол захвата и ход подвижной щеки:
а — схема действия сил; *б* — призма выпадения; *в* — положения равнодействующей $P_{эфф}$

рушается, так как в этом случае происходит лишь местное выкрашивание небольших осколков с его поверхности. При следующем рабочем ходе щеки происходит дальнейшее выкрашивание и истирание поверхности куска остриями нарифлений футеровочной плиты. Процесс частичных разрушений прекращается после того, как площадь контакта достигнет достаточно больших размеров, и возникающие напряжения вызовут полное разрушение всего куска. Необходимое для этого время тем меньше, а производительность дробилки тем больше, чем меньше угол захвата. Опыты [16] подтвердили, что при некотором уменьшении угла захвата по сравнению со стандартными значениями ($\alpha \cong$ $\cong$ 22—24°) производительность дробилки повышается. Так по Бонду [170] относительная производительность щековой дробилки может быть выражена линейной зависимостью от угла захвата

$$K_\alpha = \frac{Q_\alpha}{Q_{22^\circ}} = 1 + 0{,}025\,(22^\circ - \alpha), \quad (131)$$

где Q_α — производительность при угле α:
Q_{22° — то же, при угле 22°.

Скорость вращения вала. Для определения наивыгоднейшей скорости вращения n рабочего вала предложены формулы [72], основанные на гипотезе, что за время холостого хода из рабочего пространства свободно выпадает призма, имеющая основание b ($b = b_0 + s$) (см. рис. 89, *б*). Тогда

$$n_{опт} = 30 K_n \sqrt{\frac{g \operatorname{tg} \alpha}{2s}}, \quad (132)$$

где K_n — поправочный коэффициент, зависящий от условий разгрузки;
g — ускорение свободного падения (9,81 *м/сек*²);
α — угол захвата, *град*;
s — ход щеки, *м*.

Согласно формуле (132) $n_{опт}$ не зависит от размеров загрузочного отверстия дробилки [1]. Однако на практике скорость вращения n машиностроительными заводами выбирается в зависимости от типоразмера дробилки (см. табл. 41 и рис. 90).

Считая, что $K_n = 1$ и $\operatorname{tg} \alpha = \operatorname{tg} 22^\circ = 0{,}4$, а также принимая прямую пропорциональность между ходом щеки s и шириной загрузочного отверстия B

$$s = 0{,}054B, \quad (133)$$

авторы учебника [6] получают

$$n_{опт} = 30 \sqrt{\frac{9{,}81 \cdot 0{,}4}{2 \cdot 0{,}054B}} = \frac{182{,}6}{\sqrt{B}} \ об/мин. \quad (134)$$

[1] Замедленная киносъемка [62] показала, что гипотеза о «призме выпадения» шириной b и высотой h не подтверждается. Материал разгружается на протяжении всего цикла движения щеки, хотя и неравномерно: больше в период холостого хода и меньше при рабочем ходе.

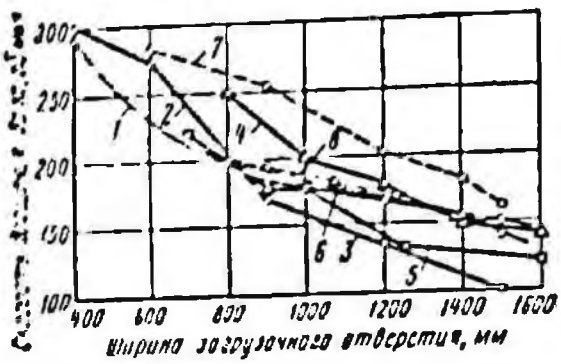


Рис. 90. Скорость вращения вала щековых дробилок в зависимости от ширины загрузочного отверстия (сплошные линии — при подшипниках скольжения, пунктирные — при подшипниках качения):

1 — по формуле (134), *2* — дробилки Выксунского завода дробильно-размольного оборудования; *3* — Нижнетагильского; *4* — типа III, *5* — «Дракон»; *6* — завода им. Тельмана; *7* — фирмы «Ведаг»; *8* — фирмы «Аллис-Чалмерс»

Формула (134) подтверждает зависимость скорости вращения от ширины загрузочного отверстия дробилки [6]. Построенная по этой формуле кривая *1* показана на рис. 90. С этой кривой почти совпадают кривые фирмы «Аллис-Чалмерс» и завода им. Тельмана, по ряд кривых располагается выше и ниже нее.

На сопоставлении кривых видно, что зарубежные фирмы для повышения производительности дробилок принимают бо́льшую скорость вращения по сравнению со скоростью вращения отечественных, что объясняется применением подшипников качения вместо подшипников скольжения.

У с и л и я. При испытаниях дробилки усилия дробления, действующие в ее рабочем пространстве, определяются тензометрированием [16, 107]. В броневые плиты помещаются датчики давления (месседозы), показания которых регистрируются осциллографом в виде кривой изменения усилий в функции времени или угла поворота вала. Осциллограмма перестраивается затем в индикаторную диаграмму, соответствующую одному циклу (обороту). Она характеризует зависимость усилия от положения подвижной щеки при рабочем и холостом ходе. По индикаторной диаграмме находят среднее эффективное усилие $P_{эфф}$ (см. рис. 89, *в*), а затем среднее удельное давление p, входящее в формулу (127). По найденному усилию можно определить среднюю потребляемую мощность [95]. При отсутствии тензометрических данных мощность вычисляется по теоретическим и эмпирическим формулам.

Для расчетного определения с р е д н е й м о щ н о с т и N_0, потребляемой дробилками, предложена формула [100]

$$N_0 = K_N L H_{вп}, \text{ квт}, \qquad (135)$$

Таблица 43

Средняя расчетная мощность, потребляемая щековыми дробилками с простым движением щеки (ЩДП), и мощность их электродвигателей

Параметры	Типоразмер дробилки							
	ЩДП 1,6×2,5	ЩДП 2,5×4	ЩДП 4×6	ЩДП 6×9	ЩДП 8×12	ЩДП 12×15	ЩДП 15×21	ЩДП 21×25
Длина загрузочного отверстия L, мм	250	400	600	900	1200	1500	2100	2500
Высота неподвижной щеки H, мм	400	650	1000	1500	2100	2600	3500	4800
Эксцентриситет вала r, мм	—	—	—	29	40	35	42	—
Ход щеки принятый заводом s, мм	—	—	20	29	30	32	44	53
Число ходов в минуту, принятое заводом, n	—	—	300	275	170	150	100	(90)
Мощность электродвигателя, *квт*:								
средняя потребляемая N_0 [по формуле (135)]	—	—	18	54	64	93	161	286
необходимая $N_{дв}$ [по формуле (136)]	—	—	27	81	96	140	242	430
то же [по формуле (136, *а*)]	7	10	24	54	90	150	260	437
принятая заводом $N_{дв}$	10	14	28	100	75	160	250	500

где K_N — опытный коэффициент;
L — длина загрузочного отверстия, *м*;
H — высота неподвижной щеки, *м*;
s — ход щеки, *м*;
n — скорость вращения приводного вала, *об/мин* (число качаний щеки в минуту).

Для щековых дробилок принимается $K_N = 5$.

Мощность установленного электродвигателя $N_{дв}$, учитывая пики нагрузки и необходимый для разгона резерв, выбирают на 40—50% больше потребляемой

$$N_{дв} = 1{,}5N_0 = 7{,}5LHsn, \text{ квт}. \quad (136)$$

Для расчета $N_{дв}$ применяется также эмпирическая формула Д. И. Берегова

$$N_{дв} = \frac{LB}{c}, \text{ квт}, \quad (136, а)$$

где L и B — длина и ширина загрузочного отверстия, *см*;
c — коэффициент, принимаемый в зависимости от размеров загрузочного отверстия ($c = 60$ для дробилок размером 250 × 400 *мм* и менее, $c = 100$ для дробилок размером от 250 × 400 до 900 × 1200 *мм*, $c = 120$ для дробилок размером 900 × 1200 *мм* и более).

Данные о средней потребляемой мощности и мощности электродвигателей приведены в табл. 43.

На рис. 91 показана зависимость мощности электродвигателей от ширины B загрузочного отверстия по данным некоторых заводов-изготовителей. По сравнению с зарубежными дробилками, имеющими подшипники скольжения (см. на рис. 91 сплошные линии), мощность электродвигателей отечественных дробилок тех же типоразмеров почти одинакова; дробилки с подшипниками качения (см. на рис. 91 пунктирные линии) потребляют энергии на 20—30% меньше.

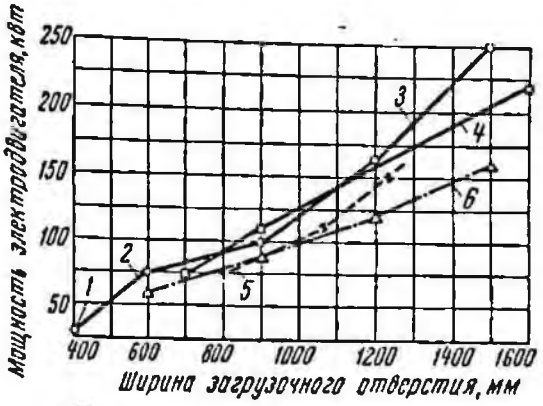


Рис. 91. Мощность электродвигателей щековых дробилок:
1 — Костромского завода «Строммашина»; *2* — Выксунского завода дробильно-размольного оборудования; *3* — Волгоцеммаша; *4* — фирмы «Дракон»; *5* — то же «Аллис-Чалмерс»; *6* — то же «Ведаг»

§ 39. Производительность щековых дробилок ЩДП

Производительность дробилок определяется: по теоретическим и эмпирическим формулам; по данным каталогов и паспортов машиностроительных заводов или ГОСТов; на основе испытаний дробилок.

Во всех случаях найденная производительность является среднестатистической, по отношению к которой фактическая часовая производительность дробилки колеблется в зависимости от ряда факторов: меняющегося гранулометрического состава и переменной прочности руды, изменения степени заполнения рабочего пространства дробилки и др.

Одной из ранних теоретических формул является формула Герсама — Левенсона [72], основанная на предположении, что за один оборот вала из рабочего пространства разгружается объем материала ΔV, равный объему «призмы выпадения», ширина верхнего основания которой равна ширине разгрузочного отверстия b в разомкнутом положении щек (см. рис. 89, *б*). Тогда часовая объемная производительность

$$Q_0 = 60\,\Delta V n, \ м^3/ч,$$

где

$$\Delta V = L\frac{2b_0 + s}{2}h = \frac{1}{2}Ls(2b_0 + s)\operatorname{ctg}\alpha, \quad (137)$$

так как

$$h = s\operatorname{ctg}\alpha.$$

С учетом степени заполнения рабочего пространства дробилки объемная производительность по Герсаму — Левенсону будет

$$Q_0 = 30\mu Lsn(2b_0 + s)\operatorname{ctg}\alpha, \ м^3/ч, \quad (138)$$

где μ — коэффициент разрыхления;
L — длина разгрузочного отверстия, *м*;
s — ход щеки, *м*;
n — скорость вращения вала, *об/мин*;

b_0 — минимальная ширина разгрузочного отверстия (при замыкании щек), *м*;

α — угол захвата, *град*.

Б. В. Клушанцев [62] на основании экспериментальных данных рекомендует в формулу (138) ввести поправочные коэффициенты K_p и c, зависящие от типоразмера дробилки, а также средний размер кусков питания $D_{ср}$. Тогда формула примет вид

$$Q_0 = \frac{30 K_{нс} s_{ср} L n b (B+b)}{D_{ср}} \operatorname{ctg} \alpha, \quad м^3/ч, \tag{139}$$

где c — коэффициент (для дробилок со сложным и простым движением c соответственно равен 1 и 0,84);

$s_{ср}$ — ход щеки в средней ее точке, *м*;

$D_{ср}$ — средневзвешенный (по выходам классов), размер кусков в питании, *м*.

На основе формулы (134) для наивыгоднейшей скорости вращения вала авторами учебника [6] была предложена теоретическая формула для объемной производительности

$$Q_0 = L \sqrt{B} (1479b - 40B), \quad м^3/ч, \tag{140}$$

где L и B — длина и ширина загрузочного отверстия, *м*;

b — максимальная ширина разгрузочного отверстия (при размыкании щек), *м*.

В зарубежных справочниках [95] приводится упрощенная эмпирическая формула для объемной производительности

$$Q_0 = 0{,}031 K_L L b, \quad м^3/ч. \tag{141}$$

где K_L — поправочный коэффициент, зависящий от L (*см*);

L — длина загрузочного отверстия, *см*;

b — ширина разгрузочного отверстия (при размыкании), *см*.

Зависимость коэффициента K_L от L

L, *см*	40	60	90	120	150	210
K_L	1,1	1,2	1,3	1,5	1,6	1,9

Для перехода к **весовой** (Q) объемную производительность (Q_0) умножают на насыпной вес δ, $т/м^3$,

$$Q = \delta Q_0, \quad т/ч. \tag{142}$$

Различают **объемную производительность**: номинальную $Q_{ном}$ по ГОСТу; паспортную (каталожную) $Q_{пасп}$, отнесенную к номинальному разгрузочному отверстию b и к средним условиям дробления; расчетную приведенную Q_0, отнесенную к номинальному отверстию b и к средним условиям; полную расчетную $Q_{расч}$, учитывающую фактический размер отверстия b' и конкретные условия; среднечасовую фактическую $Q_{факт}$, полученную при испытаниях и отнесенную к чистому времени работы дробилки.

Значения номинальной $Q_{ном}$ и паспортной (каталожной) $Q_{пасп}$ производительности отечественных щековых дробилок, а также расчетной приведенной Q_0 даны в табл. 41 и 44.

Полная расчетная производительность $Q_{расч}$ и расчетная приведенная Q_0 связаны соотношением

$$Q_{расч} = K_0 Q_0 \frac{b'}{b}, \quad м^3/ч, \tag{143}$$

где K_0 — поправочный коэффициент на условия дробления;

b' и b — фактический и номинальный размер разгрузочного отверстия.

Коэффициент K_0 представляет собой произведение трех частных коэффициентов

$$K_0 = K_f K_W K_{кр}, \tag{144}$$

где K_f — поправочный коэффициент на крепость руды;

K_W — то же, на влажность;

$K_{кр}$ — то же, на содержание крупных классов в питании (более 0,5 В).

Значения частных поправочных коэффициентов приведены в табл. 45 *.

Расчетную приведенную производительность Q_0 на основании экспериментальных данных считают пропорциональной длине L загрузочного отверстия и номинальной ширине b разгрузочного отверстия в фазе раскрытия

$$Q_0 = q_0 L b, \quad м^3/ч. \tag{145}$$

Множитель q_0 представляет собой удельную производительность, т. е. отнесенную к 1 $м^3$ площади разгрузочного отверстия. Величина q_0 определяется по следующей приближенной формуле [100]:

$$q_0 = 150 + 750B, \quad м^3/м^2 \cdot ч, \tag{146}$$

где B — ширина загрузочного отверстия, *м*.

На рис. 92 значения расчетной приведенной объемной производительности Q_0 щековых дробилок ЩДП показаны в виде кружков, а произведение $Q_0 \frac{b'}{b}$, соответствующее различной величине разгрузочной щели, отклоняющейся от номинальной, — в виде прямых линий.

* Разработана инж. Н. С. Сасоном и проф. В. А. Перовым.

Пример. Требуется определить полную расчетную производительность щековой дробилки 1500 × 2100 ($B = 1{,}5$ м, $L = 2{,}1$ м), в которую поступает габбро-диабазовая медно-никелевая руда повышенной твердости ($f = 15$—20 по М. М. Протодьяконову), имеющая вес единицы объема в насыпке $\delta = 1{,}8$ $т/м^3$ и крупность $-1250 + 0$ мм. Влажность руды $W = 5\%$. В питании дробилки содержится крупного класса $+750$ мм ($>0{,}5\,B$) $\alpha_{кр} = 25\%$. Фактическая ширина разгрузочного отверстия дробилки при размыкании $b' = 180$ мм.

При ширине $B = 1{,}5$ м удельная производительность по формуле (146)

$$q_0 = 150 + 750B = 150 + 750 \cdot 1{,}5 = 1275 \text{ м}^3/\text{м}^2 \cdot \text{ч}.$$

Расчетная приведенная производительность при номинальной ширине отверстия $b = 180$ мм $= 0{,}18$ м по формуле (145)

$$Q_0 = q_0 L b = 1275 \cdot 2{,}1 \cdot 0{,}18 = 480 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Этой величине соответствует точка A на рис. 92.

По табл. 45 при $f = 15$—20 поправочный коэффициент на твердость (считая в сред-

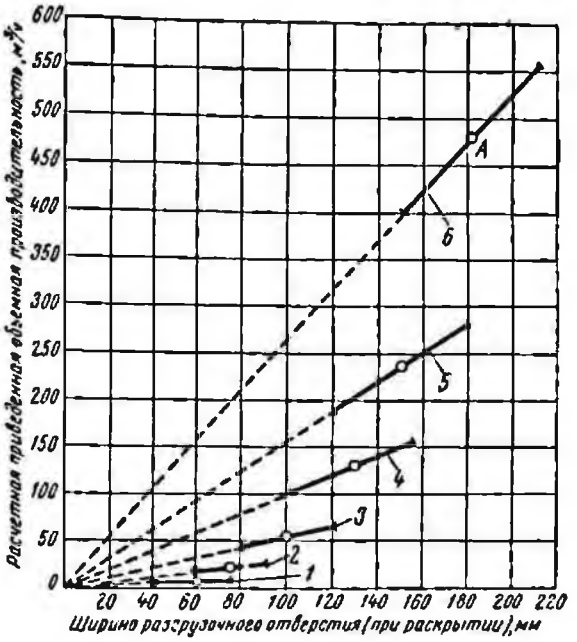


Рис. 92. Расчетная приведенная объемная производительность модернизированных щековых дробилок:

1 — ЩДП 2.5 × 4; *2* — ЩДП 4 × 6; *3* — ЩДП 6 × 9; *4* — ЩДП 9 × 12; *5* — ЩДП 12 × 15; *6* — ЩДП 15 × 21

Таблица 44

Расчетная и паспортная производительность щековых дробилок с простым движением щеки

Параметры	Типоразмер дробилки							
	ЩДП 1,6×2,5	ЩДП 2,5×4	ЩДП 4×6	ЩДП 6×9	ЩДП 9×12	ЩДП 12×15	ЩДП 15×21	ЩДП 21×25
Номинальная ширина разгрузочного отверстия при размыкании b, мм	30	60	80	100	130	150	180	250
Производительность:								
удельная [по формуле (146)] q_0, $м^3/м^2 \cdot ч$	270	338	450	600	825	1050	1275	1725
расчетная приведенная [по формуле (145)] Q_0, $м^3/ч$	2	8,1	21,6	54	130	236	480	1080
то же, по паспортным данным завода $Q_{пасп}$, $м^3/ч$	—	10	20	50	160	280	450	—
Завод-изготовитель	—	Выксунский завод дробильно-размольного оборудования			Волгоцеммаш			

Таблица 45

Поправочные коэффициенты на условия дробления

Коэффициент	Руда			
	мягкая (некрепкая)	средней твердости (средней крепости)	твердая (крепкая)	весьма твердая (особо крепкая)
Крепости по шкале М. М. Протодьяконова f	5—10	10—15	15—18	18—20
Поправочный на крепость руды K_f	1,2	1,0	0,95	0,90

Поправочный на влажность (при наличии в руде комкующейся мелочи) K_W	Влажность руды W, %							
	4	5	6	7	8	9	10	11
	1	1	0,95	0,9	0,85	0,8	0,75	0,65

Поправочный на крупность $K_{кр}$	Содержание крупных классов (крупнее 0,5 B) в питании $\alpha_{кр}$, %									
	5	10	20	25	30	40	50	60	70	80
	1,10	1,08	1,05	1,04	1,03	1,0	0,97	0,95	0,92	0,89

нем $f = 18$) будет $K_f = 0{,}93$. При $W = 5\%$ поправка на влажность $K_W = 1$. При $\alpha_{кр} = 25\%$ поправка на крупность $K_{кр} = 1{,}04$.

Общий поправочный коэффициент по формуле (141)

$$K_0 = K_f \cdot K_W K_{кр} = 0{,}93 \cdot 1 \cdot 1{,}04 = 0{,}97.$$

В данном случае фактический размер отверстия b' равен номинальному b и потому $\frac{b'}{b} = 1$.

Полная расчетная производительность по формуле (143)

$$Q_{расч} = K_0 Q_0 \frac{b'}{b} = 0{,}97 \cdot 480 \cdot 1 = 465 \ м^3/ч,$$

что близко к опытным данным, согласно которым $Q_{факт} = 450$ м³/ч (см. табл. 46).

Весовая производительность дробилки

$$Q = \delta Q_{расч} = 1{,}8 \cdot 465 = 835 \ т/ч.$$

При средней расчетной потребляемой мощности $N_0 = 161$ *квт* (см. табл. 43) удельный расход электроэнергии

$$E = \frac{N_0}{Q} = \frac{161}{835} \cong 0{,}19 \ квт \cdot ч/т.$$

Для проверки по формуле Бонда (124) находим: размер куска в питании, соответствующий остатку 20%, согласно табл. 46 $D_0 = 800$ *мм* = 800 000 *мкм*, в готовом продукте $D_к = 200$ *мм* = 200 000 *мкм* (по кривой 4, рис. 93); индекс работы для никелевой руды (по табл. 38) $W = 15{,}1$. Подстановка этих величин в формулу (124) дает

$$E = 10 \cdot 15{,}1 \frac{100\sqrt{80} - 100\sqrt{20}}{100\sqrt{80} \cdot 100\sqrt{20}} =$$

$$= 0{,}17 \ квт \cdot ч/т,$$

что близко к найденной при расчете величине; фактический средний расход энергии согласно табл. 46, $E = 0{,}23$ *квт·ч/т*.

Таблица 46

Результаты промышленных испытаний модернизированных щековых дробилок с простым движением щеки ЩДП завода Волгоцеммаш

Параметры	Типоразмер дробилок		
	ЩДП 9×12 (900×1200)	ЩДП 12×15 (1200×1500)	ЩДП 15×21 (1500×2100)
	Шахта им. Артема; Кривой Рог, 1064 г.	Щебеночный завод Кременчугской ГРЭС, 1963 г.	Фабрика Норильского ГМК, 1964 г.
Исходный материал	Гранит Кировского месторождения	Гранит Власовского месторождения	Габбро-диабазовая медно-никелевая руда
Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова f	16	14	16—20 (среднее 18)
Насыпной вес δ, $т/м^3$	1,6	1,8	1,8
Крупность наибольших кусков, *мм*	500	1000	1250
Гранулометрический состав: исходного продукта	11,4% класса +300 *мм*	25% класса +500 *мм*, 74% класса +200 *мм*	20% класса +800 *мм*, 77% класса +250 *мм*
продукта дробления (см. рис. 93)	25% класса +150 *мм*	2,5% класса +250 *мм*	5% класса +275 *мм*, 35% — +150 *мм*, 69% — +50 *мм*, 81% — +25 *мм*
Ширина разгрузочного отверстия (при размыкании) b, *мм*	130	160	180
Производительность, $м^3/ч$: паспортная $Q_{пасп}$	160	280	450
фактическая $Q_{факт}$	150	225	450

Продолжение табл. 46

Параметры	Типоразмер дробилок		
	ЩДП 9×12 (900×1200)	ЩДП 12×15 (1200×1500)	ЩДП 15×21 (1500×2100)
	Шахта им. Артема, Кривой Рог, 1964 г.	Щебеночный завод Кременчугской ГРЭС, 1963 г.	Фабрика Норильского ГМК, 1964 г.
Мощность, *квт*:			
электродвигателя (установочная) $N_{дв}$	160	160	250
потребляемая при пуске	210—190	—	—
то же, при работе (средняя) N_0	48	145	184 (при щели 180 *мм*) 330 — максимальная
Отношение $\frac{N_0}{N_{дв}}$	0,48	0,90	0,73
Средний удельный расход электроэнергии:			
на единицу объема $\frac{N_0}{Q_{факт}}$, *квт·ч/м³*	0,32	0,65	0,40
на единицу веса $\frac{N_0}{\delta Q_{факт}}$, *квт·ч/т*	0,20	0,36	0,23

Таблица 47

Основные параметры немодернизированных щековых дробилок с простым качанием щеки УЗТМ (выпуск до 1961 г.)

Параметры	Типоразмеры дробилки		
	9×12	12×15	15×21
Ширина загрузочного отверстия B, *мм*	900	1200	1500
Наибольший размер загружаемых кусков D_{max}, *мм*	650	850	1100
Ширина разгрузочного отверстия b, *мм*	150—200	200—250	250—300
Скорость вращения главного вала n, *об/мин*	170	135	100
Эксцентриситет вала r, *мм*	30	35	58 (40)
Ход щеки (у разгрузочного отверстия) s, *мм*	30	30	43,6
Угол захвата α, *град*	22	22	22
Средняя объемная производительность			
паспортная $Q_{пасп}$, *м³/ч*	90—125	155—200	250—310
удельная q_0, *м³/м²·ч*	500	520	490
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*	110	180—200	260—280

Таблица 48

Данные о фактической работе немодернизированных щековых дробилок (выпуск до 1961 г.) на обогатительных фабриках

Фабрика	Ширина разгрузочного отверстия дробилки, мм	Номинальная крупность, мм		Средняя производительность дробилки		
		питания	продукта дробления	весовая, т/ч	объемная, м³/ч	удельная, м³/м²·ч
Дробилки щековые 900 × 1200 мм (по паспорту q_0 = 500 м³/м²·ч)						
Шалымская	90	500	150	155	70	650
Донского хромитового рудоуправления	180	600	300	254	115	530
Шерегешская	120	600	150	160	73	500
Ново-Киевская	250	600	300	260	118	400
Полуночная	150	750	170	140	64	360
Златоустовского рудоуправления	200	800	300	160	73	300
Орско-Халиловская (ДОФ № 2)	200	600	250	153	70	290
Среднее q_0	—	—	—	—	—	450
Дробилки щековые 1200 × 1500 мм (по паспорту q_0 = 520 м³/м²·ч)						
Сибайская	165	800	280	308	193	770
Алтын-Топканская	165	800	280	284	178	720
Первоуральская (№ 2)	180	1000	200	311	141	520
Гороблагодатская:						
ДОФ № 3	230	1000	250	385	175	500
ДОФ № 4	230	1000	250	370	168	490
Дашкесанская	150	900	250	160	100	450
Рудника Западный Караджал	250	900	350	350	159	430
Первоуральская (№ 1)	150	1000	160	200	90	400
Орско-Халиловского комбината	200	800—900	250	228	104	350
Михайловского рудоуправления (ДОФ № 1)	220	1000	250	250	114	350
Гурьевская (ДОФ № 1)	250	800	300	267	122	330
Бакальского рудоуправления (ДОФ № 2)	220	900	250	186	100	300
Среднее q_0	—	—	—	—	—	500
Дробилки щековые 1500 × 2100 мм (по паспорту q_0 = 490 м³/м²·ч)						
Магнитогорские ДОФ (№ 1—4)	225	1200	250—350	770 (среднее)	350 (среднее)	740 (среднее)
Соколовско-Сарбайская (фабрика богатых руд)	250	1500	350	745	339	640
Оленегорская	220	1000	300	632	287	620
Гурьевского рудоуправления (ДОФ № 2)	270	1100	300	465	212	380
Ковдорская	400	1000	450	606	276	340
Лебединского рудоуправления	270	1250	300	384	175	310
Среднее q_0	—	—	—	—	—	500

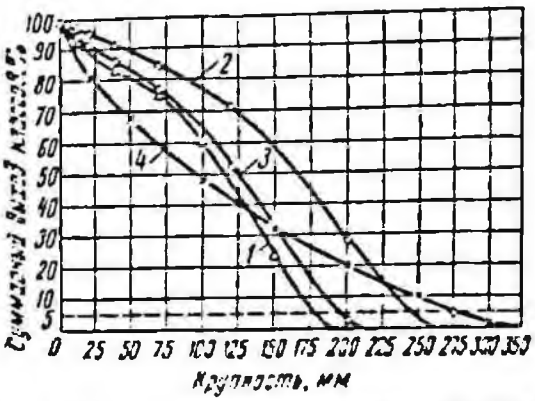


Рис. 93. Характеристики крупности продуктов дробления щековых дробилок (без предварительного отсева мелочи):

1 — ЩДП 9 × 12 (b = 130 мм, криворожский гранит); *2* — ЩДП 12 × 15 (b = 160 мм, власовский гранит); *3* — ЩДП 12 × 15 (b = 140 мм, власовский гранит); *4* — ЩДП 15 × 21 (b = = 180 мм, норильская медно-никелевая руда)

§ 40. Показатели работы щековых дробилок

Результаты испытаний модернизированных щековых дробилок (по данным института Механобр) приведены в табл. 46.

До модернизации, проведенной в 1961 г., щековые дробилки для крупного дробления изготовлялись Уральским заводом тяжелого машиностроения (УЗТМ). Основные параметры их приведены в табл. 47.

В табл. 48 приведены сведения о фактической работе крупных щековых дробилок старого типа на обогатительных фабриках черной и цветной металлургии (по данным института Механобр). Паспортная производительность их ниже, чем модернизированных, в 1,5—2,5 раза. Средняя фактическая удельная производительность колеблется в широких пределах в зависимости от крепости и крупности руды, а главным образом — от равномерности питания дробилки. Она составляет от 60 до 150% паспортной.

На рис. 93 показаны характеристики крупности продуктов дробления щековых дробилок различных типоразмеров.

Глава X

Конусные дробилки крупного дробления

§ 41. Типы конусных дробилок

Дробящим органом конусной дробилки является подвижный конус, помещенный внутри неподвижного конуса (чаши) (рис. 94).

Раздавливание, раскалывание, излом, и истирание находящихся в рабочем пространстве кусков материала осуществляется в результате движения внутреннего конуса. Процесс дробления происходит непрерывно при последовательном перемещении зоны дробления по окружности конусов. Дробленый материал под действием собственного веса разгружается через разгрузочное отверстие, имеющее в разомкнутом положении ширину b. При смыкании дробящих органов отверстие уменьшается до размера b_0, причем $b_0 = b - s$, где s — ход конуса в его нижней точке.

Допустимый размер наибольших кусков D_{max}, загружаемых в дробилку, определяется радиальной шириной отверстия B и обычно принимается

$$D_{max} = (0{,}8 \div 0{,}85)\, B. \qquad (147)$$

Крупность дробленого продукта и производительность дробилки данного типоразмера зависят от ширины разгрузочного отверстия b.

Конусные дробилки различаются между собой: кинематикой движения рабочего конуса, способом его опирания, приводным механизмом машины и способом разгрузки дробленого материала.

По кинематическому признаку различают дробилки с неподвижной вертикальной осью (рис. 94, *а*) и с подвижным валом, ось которого образует малый угол ε с осью дробилки (рис. 94, *б*, *в*, *г*, *д*).

В машинах первого типа (рис. 94, *а*) ось дробящего конуса остается во время движения параллельной своему первоначальному положению и все точки его поверхности (если конус не вращается) описывают окружности одинакового радиуса, равного эксцентриситету r. Во всех остальных дробилках (рис. 94, *б*, *в*, *г*, *д*) геометрическая ось конуса, имеющая одну неподвижную точку в пространстве, при своем движении описывает коническую поверхность и потому радиус круговых движений точек рабочей поверхности тем больше, чем они ближе к разгрузочному отверстию.

В машинах этого типа конус может иметь подвесной вал, укрепленный на верхнем шарнире (см. рис. 94, *б* и *д*), вал с опорой внизу (см. рис. 94, *в*) или консольный вал с опорой в центральной части (см. рис. 94, *г*).

Дробящий конус приводится в движение эксцентриковым механизмом (см. рис. 94, *а*, *б*, *в*, *г*), либо дебалансным вибратором (рис. 94, *д*).

Машины первого типа (см. рис. 94, *а*) с 1961 г. в СССР не изготовляются.

Дробилки с подвесным или имеющим опору валом и эксцентриковым приводом (см. рис. 94, *б*, *в*), называемые за рубежом

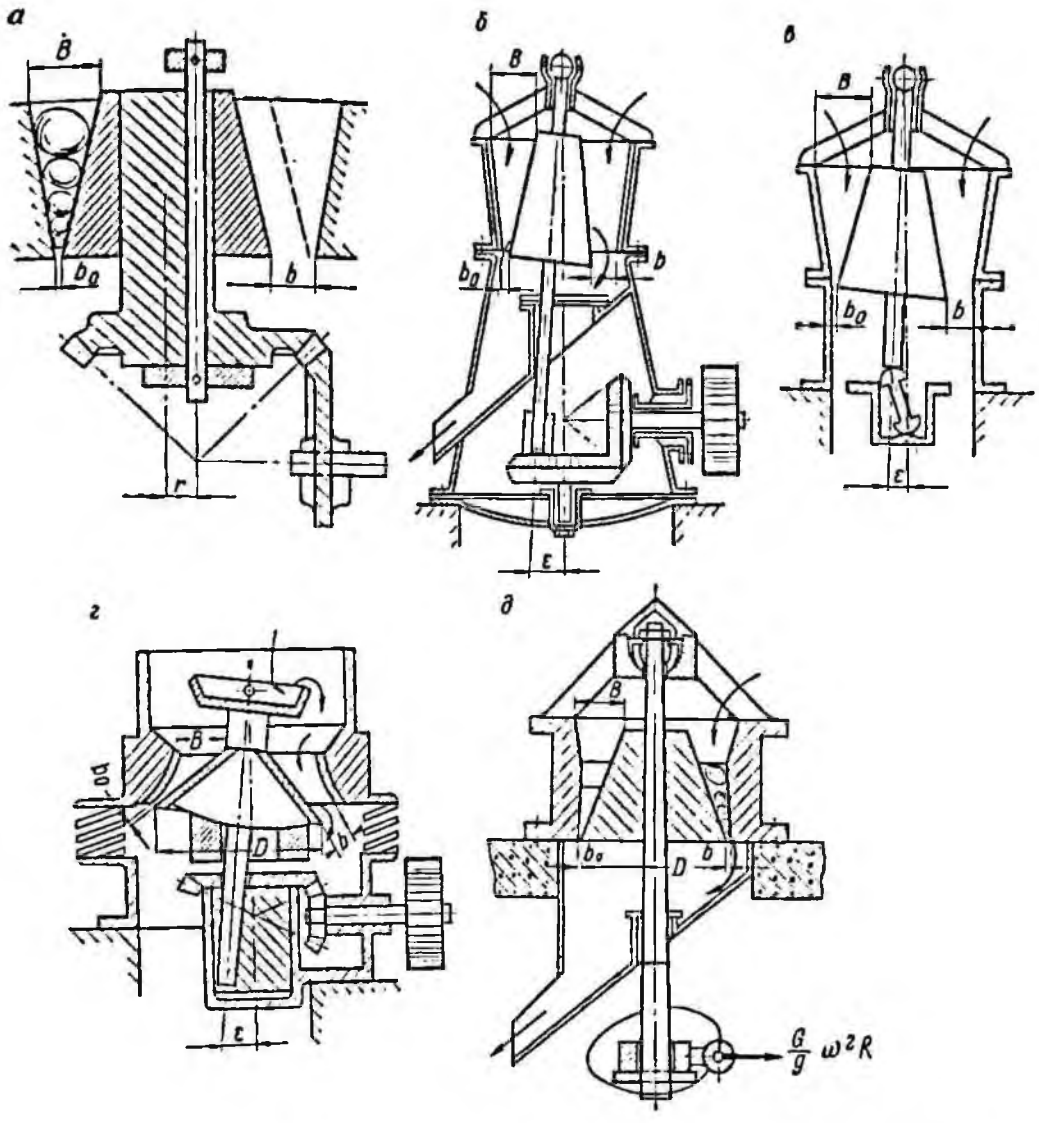


Рис. 94. Схемы конусных дробилок:
а — конусная дробилка с неподвижной осью; *б* — то же, с подвесным валом (гирационная ККД); *в* — то же, с валом, имеющим опору (КРД); *г* — то же, с консольным валом (КСД и КМД); *д* — то же, вибрационная (безэксцентриковая)

гирационными, применяются для крупного дробления (ККД и КРД), а конусные с консольным валом (см. рис. 94, *г*) — для среднего и мелкого дробления (КСД и КМД).

Ранее Уральским заводом тяжелого машиностроения изготовлялись гирационные дробилки ККД с боковой разгрузкой через лоток (см. рис. 94, *б*). С 1957 г. завод перешел на выпуск машин с центральной разгрузкой. Такой же способ разгрузки принят и для остальных конструктивных типов дробилок.

В дробилках типа ККД и КРД (рис. 95 и 96) корпус (неподвижный конус) состоит из нескольких соединенных между собой поясов (колец). Приемная воронка (верхний пояс) отлита заодно с траверсой (крестовиной), в центральной части которой помещен колпак, прикрывающий подвесной подшипник главного вала.

Геометрическая ось главного вала отклонена от вертикали на малый угол ε и описывает коническую поверхность (см. рис. 95). Верхний конец вала через навернутую на него гайку соединен с втулкой, которая перекатывается по неподвижному кольцу. Наружная поверхность втулки сточена на конус, благодаря чему она всегда прижата по одной из своих образующихся к неподвижной обойме, запрессованной в траверсу. В результате подвесной подшипник обеспечивает две опорные реакции: вес вала и действующая на него вертикальная слагающая усилия дробления передается че-

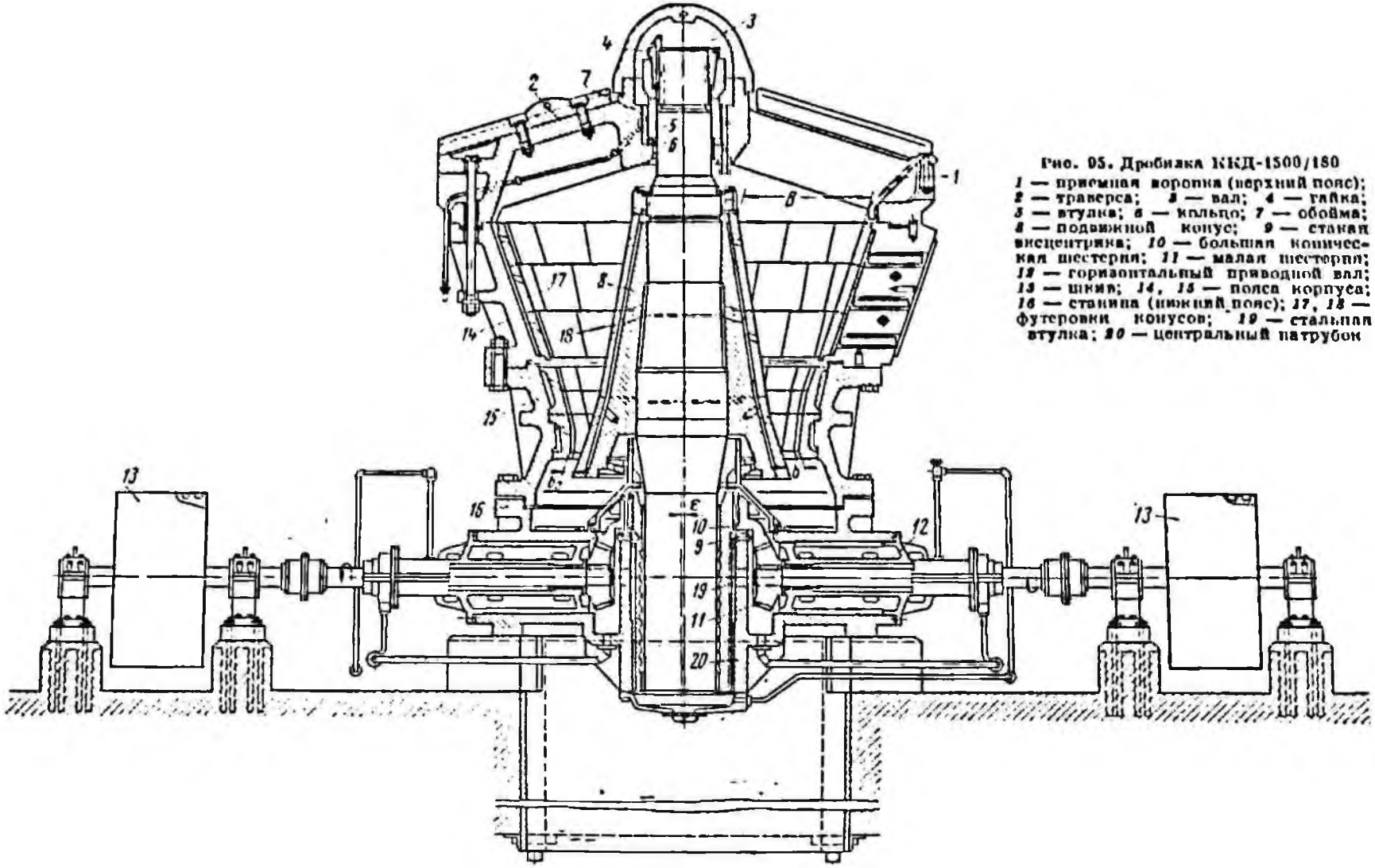


Рис. 95. Дробилка ККД-1500/180

1 — приемная воронка (верхний пояс); *2* — траверса; *3* — вал; *4* — гайка; *5* — втулка; *6* — кольцо; *7* — обойма; *8* — подвижной конус; *9* — стакан эксцентрика; *10* — большая коническая шестерня; *11* — малая шестерня; *12* — горизонтальный приводной вал; *13* — шкив; *14*, *15* — пояса корпуса; *16* — станина (нижний пояс); *17*, *18* — футеровки конусов; *19* — стальная втулка; *20* — центральный патрубок

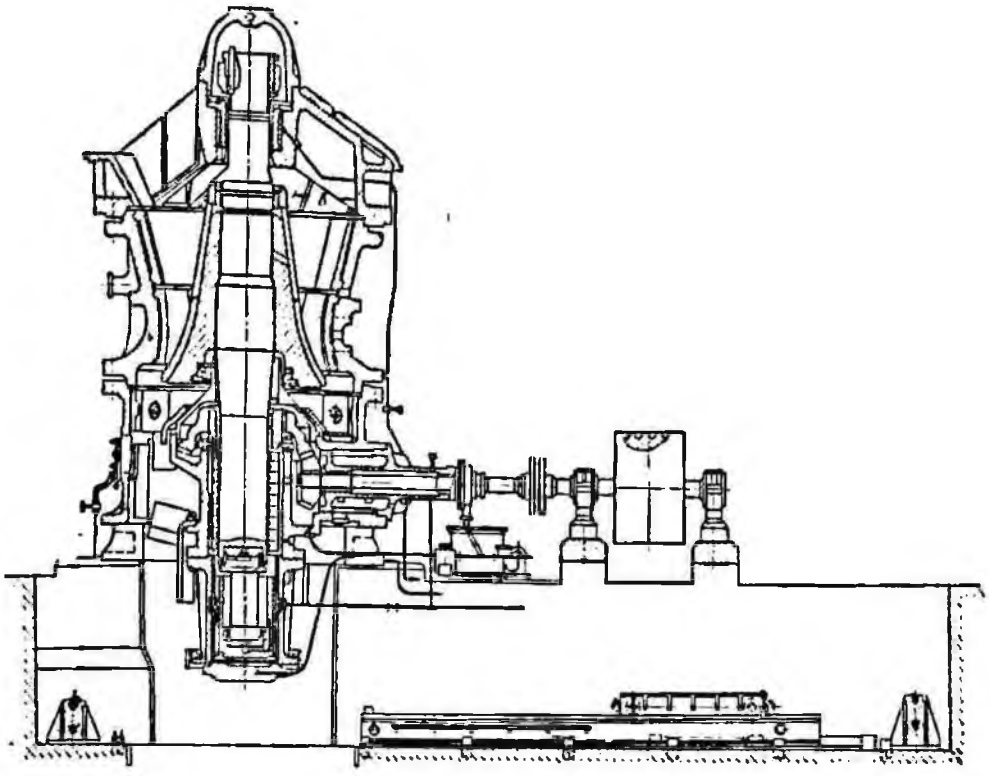


Рис. 96. Редукционная дробилка КРД-900/100

рез торец конической втулки кольцу и от него на траверсу; горизонтальное усилие, действующее на вал, уравновешивается горизонтальной реакцией со стороны обоймы, к которой коническая втулка прижата при обкатке.

На главный вал наглухо насажен подвижной дробящий конус. Нижний конец вала вставлен в эксцентриковый стакан, к которому на шпонке прикреплена коническая шестерня, находящаяся в зацеплении с малой шестерней. Последняя сидит на горизонтальном валу, приводимом во вращение электродвигателем через шкив клиноременной передачи.

Эксцентриковый стакан (в инструкциях УЗТМ именуемый «вал-эксцентрик»), внутренняя и наружная поверхность которого залита баббитом, вращается внутри неподвижной стальной втулки, запрессованной в центральный патрубок. Последний отлит заодно со станиной. Геометрическая ось внутренней полости стакана совпадает с отклоненной от вертикали осью главного вала, и при вращении стакана вокруг вертикальной оси вал и сидящий на нем дробящий конус совершают колебания («гирационные движения»), имея неподвижную точку в центре верхнего подвеса (прецессионное движение по типу конического маятника). Расстояние между футеровками обоих конусов попеременно уменьшается и увеличивается, причем во время сближения конусов материал дробится, а во время их раздвигания дробленый продукт разгружается из рабочего пространства.

Для уменьшения ширины разгрузочного отверстия после износа брони служит гайка. Подтягивая гайку, приподнимают рабочий вал вместе с дробящим конусом, отчего щель уменьшается. Помимо механического регулирования щели применяется и гидравлическое.

Смазка эксцентрикового механизма и зубчатой передачи осуществляется принудительной циркуляцией жидкого масла, подаваемого маслонасосом ко всем трущимся поверхностям. Для подвесного узла (см. поз. *4*, *5*, *6*, *7* на рис. 95) применяется густая смазка, также подаваемая под давлением.

Номинальными размерами, определяющими типоразмер конусной гирационной дробилки, являются ширина загрузочного отверстия B и разгрузочного отверстия b в раскрытом положении (размеры записываются в виде дроби B/b). Для крупного дробления I стадии предназначаются гирационные дробилки пяти типоразмеров: ККД-500/75, ККД-900/140, ККД-1200/150, ККД-1500/180 и ККД-1500/300; для II стадии крупного дробления — редукционные дробилки трех типоразмеров: КРД-500/60, КРД-700/75 и КРД-900/100.

Таблица 49

Основные параметры гирационных конусных дробилок для первичного и вторичного крупного дробления по ГОСТ 6937—69 и паспортам заводов-изготовителей

Параметры	Типоразмер дробилки							
	ККД-500/75	ККД-900/130	ККД-1200/150	ККД-1500/180	ККД-1500/300	КРД-500/60	КРД-700/75	КРД-900/100
Ширина загрузочного отверстия B, *мм*	500	900	1200	1500	1500	500	700	900
Наибольший размер кусков в питании D_{max}, *мм*	400	750	1000	1200	1200	400	550	750
Номинальная ширина разгрузочного отверстия (при разомкнутом положении) b, *мм*	75	130	150	180	300	60	75	100
Производительность при номинальной ширине разгрузочного отверстия на руде средней твердости с влагосодержанием до 4% $Q_{ном}$, $м^3/ч$, не менее	150 (150)	420 (420)	680 (680)	1300 (1300)	2600	200 (200)	400 (400)	680 (680)
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*, не более:								
для дробилок с механическим регулированием ширины отверстия	(125)	—	200×2	315×2	400×2	—	—	—
для дробилок с гидравлическим регулированием ширины отверстия	132	250 (250)	315 (320)	400 (400)	(400)	200	250	400
Масса дробилки без электродвигателя и смазочной системы, m, не более	45 (39,2)	150 (148)	240 (254)	420 (410)	615 (611)	95	145 (134)	290 (258)
Завод-изготовитель	УЗТМ							

Примечания:

1. При обоснованном требовании потребителя об изменении ширины отверстия в пределах ±15% номинальной завод поставляет специальную бронефутеровку, профилированную для требующегося размера отверстия с соответствующим изменением производительности.
2. В скобках — по данным заводов-изготовителей.

Дробилки КРД применяются главным образом при четырехстадиальных схемах дробления, когда они устанавливаются для додрабливания продукта, полученного в ККД, перед подачей его на III стадию (в дробилки среднего дробления). По этой причине они именуются в ГОСТ 6937—69 дробилками для редукционного дробления. Однако КРД могут применяться и в качестве самостоятельных дробилок I стадии, если размер наибольших кусков питания не превышает 0,8 ширины их загрузочного отверстия B.

Основные параметры дробилок ККД и КРД приведены в табл. 49, где помимо данных по ГОСТ 6937—69 приведены паспортные данные заводов-изготовителей.

Дробилки ККД больших размеров завод-изготовитель (УЗТМ) исполняет в двух вариантах, отличающихся способом регулировки ширины разгрузочного отверстия: с механическим подъемом дробящего конуса подтягиванием гайки, соединяющей вал с внутренней втулкой узла подвески (см. рис. 95), и с гидравлическим регулированием ширины отверстия (см. рис. 96), при котором главный вал вместе с конусом приподнимается под давлением масла, нагнетаемого в находящийся под нижней частью вала гидравлический домкрат. Поршень домкрата передает подъемное усилие через стойку (пест), на которую опирается главный вал (см. рис. 94, *в*). Этот вариант сокращенно обозначается ГРЩ (гидравлическое регулирование щели) [1].

В исполнении ГРЩ изготовляются дробилки ККД и КРД всех типоразмеров, за исключением ККД-1500/300, имеющей механическое регулирование размера разгрузочного отверстия.

При исполнении ГРЩ дробилки имеют только один электродвигатель, а дробилки с механическим регулированием — два. В двухмоторных дробилках второй электродвигатель подключают только на время пуска дробилки под завалом.

§ 42. Параметры механического режима конусных дробилок

Основными параметрами механического режима конусных дробилок крупного дробления являются: угол захвата, эксцентриситет и ход дробящего конуса, число его качаний, усилие дробления и потребляемая мощность.

[1] УЗТМ разработаны также чертежи дробилок ККД с гидравлическим подвесом вала.

Угол захвата. По сравнению со щековыми в конусных дробилках угол захвата принимается несколько большим: для неподвижного конуса (чаши) угол наклона образующей составляет $\alpha_1 \approx 17°$, а для дробящего — $\alpha_2 \approx 9{,}5°$ (уклон образующей $\operatorname{tg}\alpha = \frac{1}{6}$), вследствие чего угол захвата достигает

$$\alpha = \alpha_1 + \alpha_2 = 26{,}5°.$$

На основании равенства (130) захват обеспечивается для руд, имеющих угол трения $\varphi \geqslant 13°\,30'$ или коэффициент трения $f > 0{,}24$.

Ход и число качаний конуса. В технических характеристиках дробилок указывается эксцентриситет и ход дробящего конуса, отнесенные к уровню разгрузочного отверстия. Ход (полный размах колебаний) s равен двойному местному эксцентриситету $2r$. Число качаний конуса n_0 равно числу оборотов стакана эксцентрика. Значения этих параметров для конусных дробилок с подвесным валом, изготовляемых УЗТМ, приведены в табл. 50.

Принятому заводом числу качаний конуса дробилок ККД приблизительно соответствует формула

$$n_0 = 200 - 80B, \qquad (148)$$

где B — ширина загрузочного отверстия, *м* (рис. 97).

Фирма «Аллис-Чалмерс» принимает значительно большее число качаний, приблизительно соответствующее формуле

$$n_0 = 240 - 85B \qquad (149)$$

Кривая числа качаний, отвечающая теоретической формуле авторов учебника [6]

$$n_0 = \frac{240}{\sqrt{2B+1}}, \qquad (150)$$

занимает промежуточное положение между прямыми, соответствующими формулам (148) и (149) (см. рис. 97).

Для дробилок КРД число качаний принято на 10—20% ниже, чем для ККД.

Усилия на конусе. Если на поверхности дробящего конуса и неподвижной чаши (рис. 98) двумя весьма близкими вертикальными плоскостями O_1A и O_1B, проведенными через ось дробящего конуса O_1, вырезать элементарные трапецеидальные площадки $A_1B_1B_2A_2$ и $A_3B_3B_4A_4$ (рис. 98, *б*), то полученная «элементарная щековая дробилка» с ра-

Таблица 50

Параметры механического режима гирационных конусных дробилок для крупного дробления ККД

Параметры	Тип дробилки								
	с механическим регулированием размера разгрузочного отверстия (заводская марка и обозначение по ГОСТу)					с гидравлическим регулированием размера разгрузочного отверстия (заводская марка и обозначение по ГОСТу)			
	ККД-500 ККД-500/75	ККД-900 * ККД-900/140	ККД-1200 * ККД-1200/150	ККД-1500Б * ККД-1500/160	ККД-1500А ККД-1500/300	ККД-ГРШ-500 ККД-500/75	ККД-ГРШ-900 ККД-900/140	ККД-ГРШ-1200 ККД-1200/150	ККД-ГРШ-1500 ККД-1500/160
Ширина загрузочного отверстия B, *мм*	500	900	1200	1500	1500	500	900	1200	1500
Диаметр основания конуса D, *м* . . .	1,22	1,64	1,90	2,52	3,25	1,22	1,64	1,90	2,52
Эксцентриситет r, *м*	0,014	0,016	0,020	0,021	0,0215	0,014	0,016	0,02	0,021
Число качаний конуса в минуту n_0 . .	160	140	120	100	82	160—180	140	120	80
Параметр D^2rn_0	3,32	6,0	8,7	13,3	18,7	3,32—3,83	6,0	8,65	10,7
Мощность электродвигателей, *квт*:									
средняя потребляемая [по (156)] N_0	80	145	210	320	450	80—95	145	210	255
по эмпирической формуле (154) $N_{дв}$	120	220	310	485	675	120—135	220	312	386
по ГОСТ 6937—69 и по паспорту завода **	(125)	(250)	2×200	2×315	2×400 (2×400)	132 (125)	250 (250)	315 (320)	400 (400)

* С 1967 г. не изготовляются.
** В скобках по паспорту завода.

бочей зоной $A_1A_2A_3A_4$ (рис. 98, *а*) будет представлять собой малую дробилку, в которой подвижная щека A_1A_2 движется почти также, как в обычной щековой дробилке. Для элементарной дробилки остается справедливой формула (127), согласно которой среднее эффективное усилие, развивающееся на подвижной щеке, достигает значения

$$P_{эфф} = p(\Delta L)\,H,$$

где p — удельное рабочее давление, *кгс/м²*;
ΔL — средняя длина элементарной щековой дробилки, *м*;
H — высота конуса, *м*.

В элементарной дробилке полный цикл изменения усилия от нуля до максимума, и наоборот, соответствует изменению угла поворота эксцентрика от 0 до 360°. Если вести измерения, перемещаясь по поверхности дробящего конуса из данной элементарной рабочей зоны в соседнюю и последующие против направления вращения эксцентрика, то диаграмма усилий будет отражать изменение нагрузок не во времени, а в пространстве — по периметру дробящего конуса. Соответствующей полярной диаграммой [95] определяется равнодействующая сил R (усилие дробления), ее горизонтальная проекция R_H и угол δ, образуемый последней с осью OX[1].

При расстоянии между центрами O_1 и O_2, равном r (эксцентриситет центральной по высоте части дробящего конуса), момент горизонтальной проекции R_H равнодействующей относительно центральной оси дробилки будет (см. рис. 98, *б*)

$$M = R_H r \sin\delta, \qquad (151)$$

где $r\sin\delta$ — плечо силы R_H относительно вертикальной оси O_2Y, проходящей через центр O_2.

Теоретическая мощность. Для определения теоретической мощности N_0 найденный момент M умножают на угловую скорость вращения эксцентрика $\omega = \frac{\pi n_0}{30}$ и в полученную формулу вводят коэффициент полезного действия передачи η. Общий к. п. д. ее составляет

$$\eta = \eta_1\eta_2. \qquad (152)$$

Коэффициент η_1 учитывает потери в узле подвеса вала и в эксцентрике, а η_2 — к. п. д зубчатой и ременной передач. Отсюда потребляемая мощность (теоретическая) будет [83, 95, 106, 107]

$$N_0 = \frac{M\omega}{102\eta} = \frac{\pi R_H r n_0 \sin\delta}{30 \cdot 102\eta},\ квт \qquad (153)$$

[1] Подробнее о расчете усилий см. [83, 95, 106, 107].

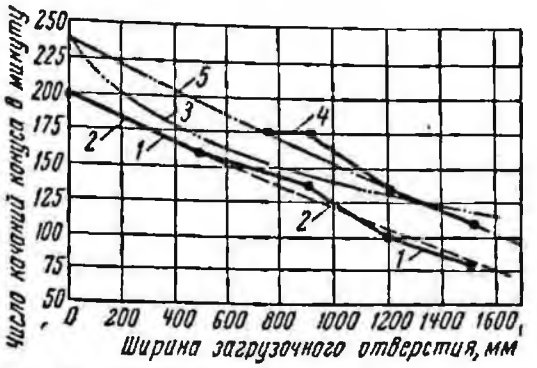


Рис. 97. Зависимость числа качаний конуса дробилок крупного дробления от ширины загрузочного отверстия:
1 — УЗТМ; *2* — по формуле $n_0 = 200 - 80B$; *3* — $n_0 = \frac{240}{\sqrt{2B+1}}$; *4* — «Аллис-Чалмерс»; *5* — $n_0 = 240 - 85B$

Расчет по формуле (153) дает результат, близкий к получаемому по более простой эмпирической формуле [см. ниже формулу (155)].

Мощность электродвигателя конусных дробилок можно считать

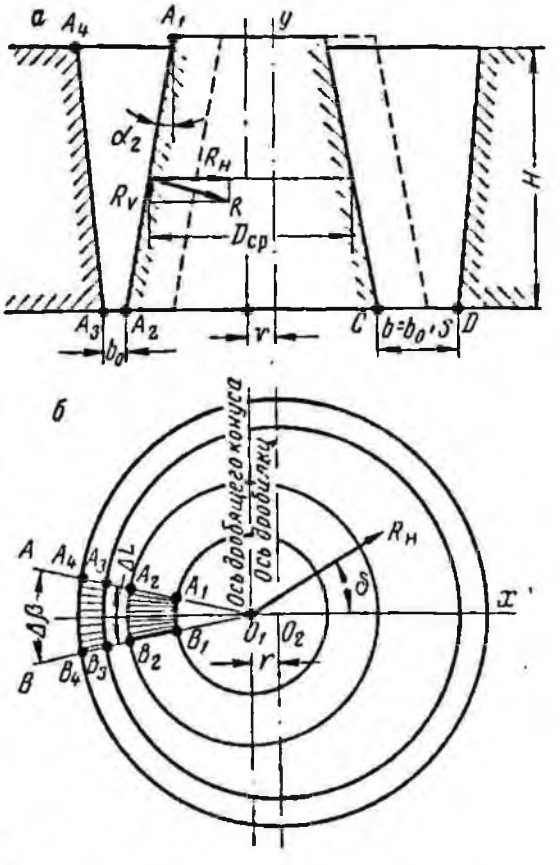


Рис. 98. Усилия на дробящем конусе дробилки:
а — продольный разрез; *б* — вид сверху

приблизительно пропорциональной квадрату диаметра конуса, эксцентриситету и числу качаний в минуту [1] [100]:

$$N_{дв} \approx 30D^2rn_0, \ квт, \qquad (154)$$

где D — диаметр основания дробящего конуса, *м*;

r — эксцентриситет в нижней части конуса (на уровне разгрузочного отверстия), *м*;

Вычисленная по формуле (154) мощность $N_{дв}$, в сопоставлении с принятой ГОСТом и заводом, приведена в табл. 50. Для одномоторных дробилок мощность электродвигателя по данным завода и расчетная весьма близки. Для двухмоторных дробилок суммарная мощность электродвигателей значительно превышает расчетную, так как при нормальной работе используется лишь один из электродвигателей, а второй включается только на время пуска дробилки под завалом. Для этих дробилок мощность каждого электродвигателя, как паспортная, так и по ГОСТу имеет запас 15—20% по сравнению со средней потребляемой N_0.

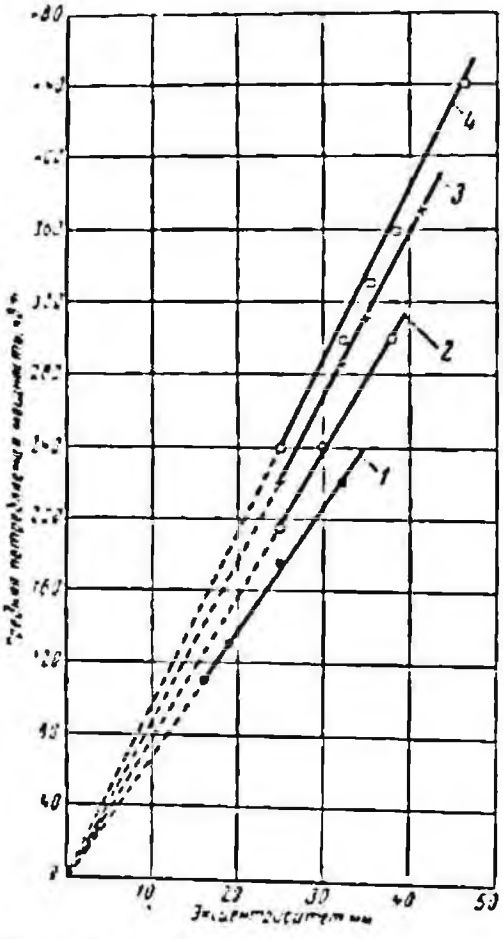


Рис. 99. Средняя мощность, потребляемая гирационными конусными дробилками (по данным фирмы «Аллис-Чалмерс»):
1 — B = 760 и 910 *мм*, D = 1,4 *м*, n_0 = 175; 2 — B = 1070 *мм*, D = 1,65 *м*, n_0 = 150; 3 — B = 1220 и 1370 *мм*, D = 1,88 *м*, n_0 = 135; 4 — B = 1524 *мм*, D = 2,26 *м*, n_0 = 110

Потребляемая дробилкой **средняя мощность** и пиковая нагрузка зависят от прочности руды. Так, по данным [84] дробилка ККД-1500/180 с электродвигателем мощностью 430 *квт* при дроблении руды крепостью по шкале М. М. Протодьяконова f = 5—8 потребляла в среднем 150—180 *квт* (т. е. 35—42% $N_{дв}$), пики достигали 450 *квт*. Та же дробилка при дроблении крепких магнетитовых руд (f = 14—18) расходовала около 300 *квт* (70% $N_{дв}$), при пиках — до 750—800 *квт*. На этом основании **средняя потребляемая** мощность N_0 при дроблении руд средней твердости (f = 10 ÷ ÷ 15) будет

$$N_0 \approx 0{,}5N_{дв} \approx 18D^2rn_0, \ квт, \qquad (155)$$

а при дроблении твердых руд (f = 15 ÷ 20)

$$N_0 \approx 0{,}66N_{дв} \approx 24D^2rn_0, \ квт. \qquad (156)$$

Мощность, рассчитанная по формуле (155), подтверждается данными каталогов зарубежных машиностроительных фирм. В приведенной табл. 51 (и на рис. 99) потребляемая мощность соответствует формуле

$$N_0 = K_N D^2 r n_0, \qquad (157)$$

в которой для гирационных дробилок малых размеров (B = 760 и 910 *мм*) численный коэффициент K_N = 20; для средних (B = 1070, 1220 и 1370 *мм*) — K_N = 18,5 и для большой дробилки (B = 1524 *мм*) — K_N = 17.

Согласно формулам (155)—(157) для дробилок данного типоразмера, т. е. имеющих данный диаметр конуса D и данное число качаний n_0, расход мощности N_0 прямо пропорционален эксцентриситету r. Это подтверждается данными рис. 99.

§ 43. Производительность конусных дробилок крупного дробления

Для определения **теоретической** производительности гирационных конусных дробилок предложена формула [72]

$$Q_0 = \frac{0{,}34\mu D n_0 b_0}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2}, \ м^3/ч, \qquad (158)$$

[1] Формулы (154), (155) и (156) предложены Н. С. Сасоном и В. А. Олевским (Механобр).

Таблица 51

Производительность гирационных дробилок «Суперпор» фирмы «Аллис-Чалмерс» с гидравлическим регулированием разгрузочного отверстия

№ дробилки по каталогу фирмы	Ширина загрузочного отверстия B, мм	Диаметр основания конуса D, м	Число качаний конуса в минуту n_0	Эксцентриситет r, мм	Расходуемая мощность N_0, квт	Объемная производительность Q_0, м³/ч при разгрузочном отверстии (на открытой стороне) b, мм															
						100	115	125	140	150	165	180	190	200	215	230	240	250	265	280	290	300
30—55	760	1,4	175	16	110	190	220	255	290													
30—55	760	1,4	175	19	130	225	270	310	350													
30—55	760	1,4	175	25	175	275	310	340	375													
30—55	760	1,4	175	32	220	340	380	415	450													
36—55	910	1,4	175	19	130	150	175	200	215													
36—55	910	1,4	175	32	175	—	215	250	280													
36—55	910	1,4	175	32	220	—	—	290	330													
48—75	1220	1,88	135	25	220	—	—	525	570	610	650	700	740	785								
48—75	1220	1,88	135	32	285	—	—	—	725	790	840	900	950	1000								
48—75	1220	1,88	135	35	310	—	—	—	—	870	930	1000	1060	1120								
48—75	1220	1,88	135	41	370	—	—	—	—	—	1090	1170	1240	1330								
60—89	1524	2,26	110	25	240	—	—	—	—	610	660	700	740	790	840	910						
60—89	1524	2,26	110	32	300	—	—	—	—	—	820	870	920	980	1050	1130						
60—89	1524	2,26	110	35	330	—	—	—	—	—	—	950	1000	1075	1150	1250						
60—89	1524	2,26	110	38	360	—	—	—	—	—	—	—	1120	1190	1260	1350						
60—89	1524	2,26	110	46	440	—	—	—	—	—	—	—	—	1440	1470	1630						
60—109	1524	2,78	100	38	740	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1840	1980	2120	2260	2400	2550	2770	2840

[illegible] разрыхления (остальные [illegible] прежние).

[illegible], что формула (158) [illegible] результаты, в связи [illegible] теоретическая [illegible]

$$[illegible] \frac{b_0 + r}{\operatorname{tg} \alpha} r n_0 \cdot 10^{-6}, \ м^3/ч, \qquad (159)$$

где D_0 — внутренний диаметр основания чаши (наружного конуса).

Формула (159) выведена при допущении, что дробилка работает при теоретически оптимальной скорости вращения стакана эксцентрика, вычисляемой по формуле (150), причем за один оборот эксцентрика из дробилки разгружается объем материала, равный объему кольца трапецеидального сечения, высота которого равна пути, проходимому свободно падающим телом за $^1/_2$ оборота стакана. Расчет по теоретическим формулам дает результаты, отклоняющиеся от данных практики, главным образом из-за недоучета того, что вблизи разгрузочного отверстия имеются мелкие куски, разгружающиеся в течение одного оборота эксцентрика, а не половины оборота.

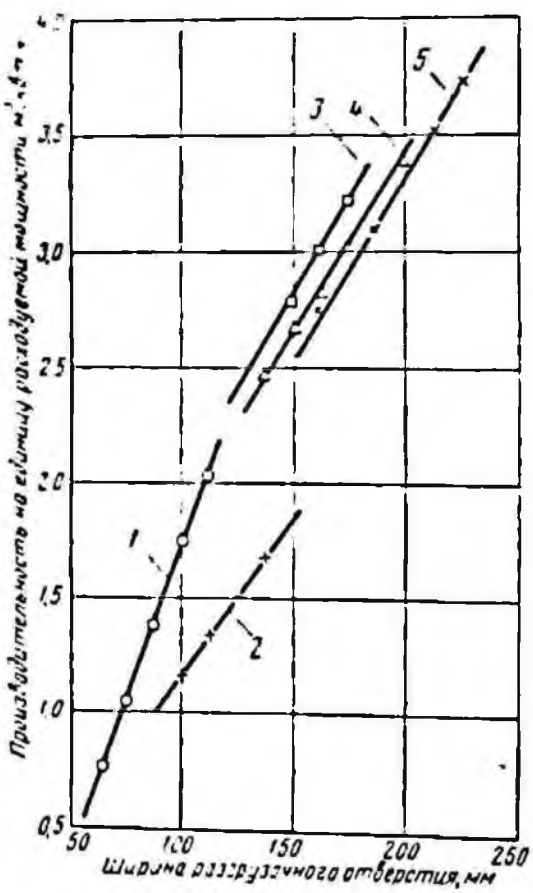


Рис. 100. Зависимость производительности на единицу расходуемой мощности конусных дробилок «Суперпор» от ширины разгрузочного отверстия: 1 — $B = 760$ мм, $D = 1{,}4$ м; $n_0 = 175$; 2 — $B = 910$ мм, $D = 1{,}4$ м, $n_0 = 175$; 3 — $B = 1220$ мм, $D = 1{,}88$ м; $n_0 = 135$; 4 — $B = 1370$ мм, $D = 1{,}88$ м, $n_0 = 135$; 5 — $B = 1524$ мм, $D = 2{,}26$ м, $n_0 = 110$

Эмпирические формулы. По Таггарту [137]

$$Q_0 = 1{,}83 D b, \ м^3/ч. \qquad (160)$$

Формула Таггарта не учитывает эксцентриситет.

По Г. Соммеру [180]

$$Q_0 = 150 D r n_0 b, \ м^3/ч. \qquad (161)$$

Проверка показала, что формула (161) применима только для дробилок больших размеров.

Формула И. И. Плаксина, А. А. Руденко, А. В Троицкого [113] имеет вид

$$Q_0 = 0{,}8 D^{2,5} b, \ м^3/ч. \qquad (162)$$

По методу УЗТМ объемная производительность определяется по формуле

$$Q_0 = 60 \mu K_p n_0 \Delta V, \ м^3/ч, \qquad (163)$$

где K_p — опытный коэффициент, учитывающий равномерность загрузки;

ΔV — объем наименьшего кольцевого элемента рабочего пространства

$$\Delta V = \pi D_{ср} h b_{ср}, \qquad (164)$$

$D_{ср}$ — средний диаметр элементарной кольцевой зоны трапецеидального сечения, м;

h — ее высота, м;

$b_{ср}$ — ее средняя ширина (горизонтальное расстояние между конусом и чашей), м.

Неопределенность при выборе поправочного коэффициента K_p привела к резкому снижению (на 40—50%) производительности дробилок, указанной в паспортах УЗТМ до 1970 г., по сравнению с фактически достигаемой на фабриках. В ГОСТ 6937—69 это расхождение устранено.

Заводы зарубежных фирм рассчитывают производительность по расходу мощности. В табл. 51 и на рис. 100 приведена производительность конусных дробилок «Суперпор». На оси ординат отложен параметр q_N, представляющий производительность, отнесенную к единице расходуемой мощности (величина, обратная удельному расходу энергии)

$$q_N = \frac{Q_0}{N_0}. \qquad (165)$$

Согласно рис. 100 зависимость параметра q_N от размера отверстия b может быть в первом приближении представлена уравнением прямой

$$q_N = \frac{Q_0}{N_0} = A\,(b - a), \qquad (166)$$

причем для каждого типоразмера постоянные A и a имеют свое определенное значение.

На основании последнего равенства

$$Q_0 = AN_0\,(b - a), \qquad (167)$$

т. е. производительность пропорциональна потребляемой мощности и является линейной функцией ширины разгрузочного отверстия. Подставляя значение N_0 по (155) в формулу (167), получаем

$$Q_0 = A' K_N\,(D^2 r n_0)\,(b - a). \qquad (168)$$

На основании анализа приведенных выше эмпирических формул и опытных данных институтом Механобр для расчета объемной производительности дробилок ККД принята следующая формула [1]:

$$Q_{\text{расч}} = K_0 K_D\,(D^2 r n_0)\,b',\ м^3/ч, \qquad (169)$$

где K_0 — поправочный коэффициент на твердость, влажность и крепость руды;

K_D — постоянная величина (принимается $K_D \approx 0{,}6$);

D — диаметр основания дробящего конуса, *м*;

r — эксцентриситет в плоскости разгрузочного отверстия, *м*;

n_0 — число качаний конуса в минуту;

b' — фактическая ширина разгрузочного отверстия на открытой стороне, *мм*.

Для каждой дробилки данного типоразмера произведение $K_D\,(D^2 r n_0)$ есть кинематический параметр. Если обозначить его через q_1, то

$$q_1 = K_D\,(D^2 r n_0) = 0{,}6\,(D^2 r n_0). \qquad (170)$$

Тогда расчетная формула (169) может быть записана в сокращенном виде

$$Q_{\text{расч}} = K_0 q_1 b',\ м^3/ч, \qquad (171)$$

где q_1 — удельная производительность, отнесенная к 1 *мм* ширины разгрузочного отверстия.

По формуле (170) при постоянной скорости вращения стакана нагрузка q_1 есть постоянная величина для дробилки данного типоразмера.

[1] Формула (169) предложена Н. С. Сасоном и В. А. Олевским [100].

Входящий в формулы (169) и (171) поправочный коэффициент K_0, как и для щековых дробилок, определяется по формуле (144). Частные поправочные коэффициенты приведены в табл. 45.

Испытания дробилок подтверждают необходимость учета факторов, отражаемых частными коэффициентами K_f, K_W и $K_{кр}$ формулы (144).

На рис. 101 показана зависимость производительности дробилок ККД от крупности питания и твердости руды [84]. Опытным путем определены коэффициенты K_f и $K_{кр}$, которыми можно пользоваться для внесения поправок при расчете производительности по формулам (144) и (169) или (171).

Расчетные, паспортные и принятые ГОСТ 6937—69 данные приведены в табл. 52. Если в формуле (171) принять $K_0 = 1$ и номинальный размер отверстия b, то **расчетная приведенная производительность** (при номинальном размере отверстия) будет

$$Q_0 = q_1 b. \qquad (172)$$

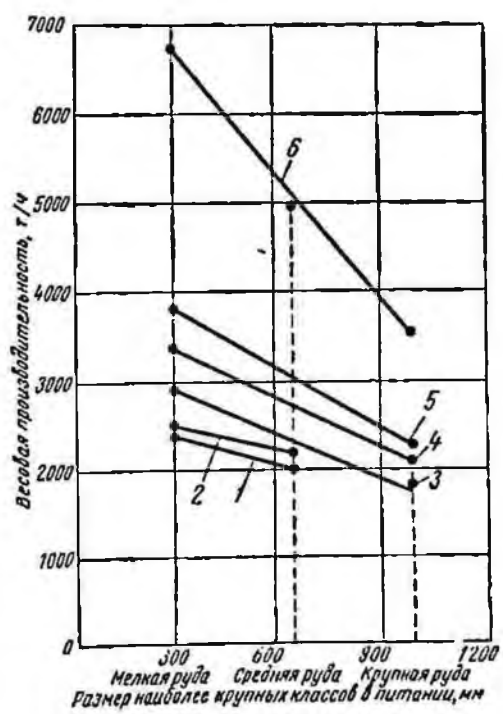


Рис. 101. Зависимость производительности дробилок ККД от крупности питания и твердости руды (по Ю. А. Муйземнеку):

1 — ККД-1500/180, Балхашская фабрика (дробление жезказганской руды); *2* — то же, НКГОК; *3* — то же, ЮГОК-1; *4* — то же, Балхашская фабрика (дробление каунрадской руды); *5* — то же, ЮГОК-2; *6* — ККД-1500/300, НКГОК

Таблица 52

Производительность дробилок ККД

Параметры	Типоразмер дробилки				
	ККД-500/75	ККД-900/140	ККД-1200/150	ККД-1500/180	ККД-1500/300
Номинальная ширина разгрузочного отверстия b, *мм*	75	140	150	180	300
Параметр D^2rn_0 (по табл. 50)	3,32	6,0	8,7	10,7	18,7
Параметр K_D	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6
Производительность:					
удельная [по формуле (170)] q_1, *м³/мм·ч*	2,0	3,6	4,33	6,42	11,2
расчетная[1], приведенная при номинальной ширине отверстия [по формуле (172)] Q_0, *м³/ч*	150	500	650	1150	3350
паспортная $Q_{пасп}$ и принятая по ГОСТу (по табл. 49) $Q_{ном}$, *м³/ч*	150	420	680	1300	2600

[1] Без поправки на крупность и твердость руды.

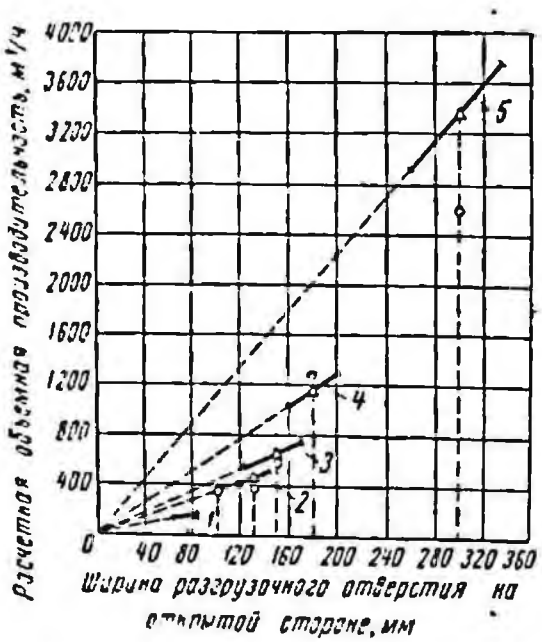


Рис. 102. Расчетная объемная производительность гирационных дробилок ККД (при $K_0 = 1$):
1 — ККД-500/75; *2* — ККД-900/140; *3* — ККД-1200/150; *4* — ККД-1500/180; *5* — ККД-1500/300: Δ — приведенная расчетная производительность при номинальном отверстии b; о — то же, паспортная по данным заводов; —Δ— полная расчетная $Q_{расч}$ при $K_0 = 1$

Сравнительные результаты показаны на рис. 102, где треугольники соответствуют Q_0 по формуле (172), а прямые — $Q_{расч}$ по формуле (171) при $K_0 = 1$.

В табл. 53 приведена фактическая производительность дробилок ККД, работающих на фабриках СССР, а в табл. 54 — на зарубежных.

Типовые характеристики крупности продуктов дробления ККД показаны на рис. 103, а по конкретным рудам — на рис. 104.

Для примера может быть взято дробильное отделение ЮГОК-2, где в гирационной дробилке ККД-1500/180 при ширине разгрузочного отверстия $b' = 180$ *мм* дробится крупная магнетитовая руда (1200—0 *мм*) влажностью $W = 4\%$. Крепость руды $f = 16 \div 20$ по шкале М. М. Протодьяконова; насыпная масса $\delta = 2{,}1$ *т/м³*.

По формуле (170) удельная производительность (на 1 *мм* ширины разгрузочного отверстия)

$$q_1 = K_D (D^2rn_0) = 0{,}6 \cdot 10{,}7 = 6{,}42 \text{ м}^3/\text{мм} \cdot \text{ч},$$

где $K_D = 0{,}6$ — постоянный коэффициент и параметр $(D^2rn_0) = 10{,}7$ (см. табл. 52).

По табл. 45 поправочный коэффициент на крепость (считая в среднем $f \approx 18$) будет $K_f = 0{,}93$; поправка на влажность $K_W = 1$.

Производительность гирационных конусных дробилок отечественных обогатительных фабрик (за чистое время работы)

Таблица 53

Фабрика	Руда	Типоразмер дробилки	Ширина разгрузочного отверстия b', мм	Объемная производительность, м³/ч	
				расчетная	средняя достигнутая
Красноуральская . .	Медная, —400 +0 мм	ККД-500/75	75	150	250
АПОФ-1	Апатитовая, $f = 8 \div 12$; $\delta = 1{,}6$ т/м³; —600 +0 мм; мелочи до 30—40%	ККД-900/140	160	580	750
АНОФ-2	Апатитовая, $f = 8 \div 12$; $\delta = 1{,}6$ т/м³; —1000 +0 мм	ККД-1200/150	150	650	780
Магнитогорская для известняка	Известняк, $f = 10$; $\delta = 1{,}6$ т/м³; —1000 +0 мм	То же	150	650	650
Балхашского ГМК . .	Медная коунрадская, $f = 10 \div 12$	ККД-1500/180 с боковой разгрузкой	200	—	1160
ЮГОК-1	Криворожские кварциты, $f = 16 \div 20$; —1200 +0 мм; $\delta = 2{,}1$ т/м³	ККД-1500/180 с центральной разгрузкой (двухмоторная)	170—200	1150	1000
ЮГОК-2	То же	То же	180	1150	1150
НКГОК	»	»	180	1150	1150
СевГОК	»	»	180	1150	1150
ЦГОК	»	»	200	1280	1270

Условный крупный класс питания имеет размер $D_{кр} = 0{,}5B = 0{,}5 \cdot 1500 = 750$ мм. Согласно характеристике исходной руды содержание класса + 750 мм в питании — около $\alpha_{кр} = 20\%$, откуда поправка на крупность (табл. 45) $K_{кр} = 1{,}05$.

Общий поправочный коэффициент

$$K_0 = K_f K_W K_{кр} = 0{,}93 \cdot 1 \cdot 1{,}05 = 0{,}98.$$

Полная расчетная производительность по формуле (171)

$$Q_{расч} = K_0 q_1 b' = 0{,}98 \cdot 6{,}42 \cdot 180 = 1130 \text{ м}^3/\text{ч},$$

чему соответствует весовая

$$Q = \delta Q_{расч} = 2{,}1 \cdot 1130 = 2370 \text{ т/ч}.$$

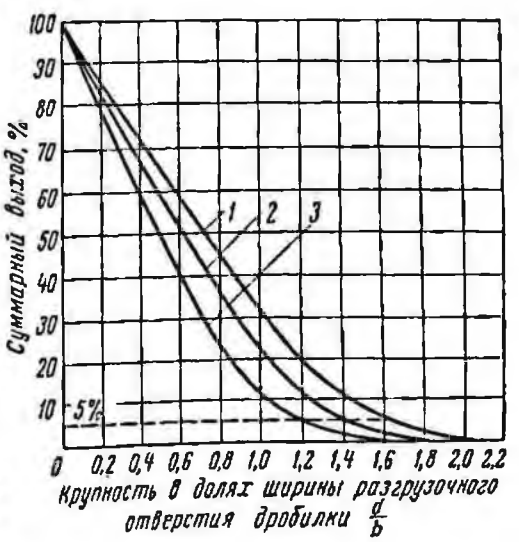


Рис. 103. Типовые характеристики крупности продуктов дробления ККД (по К. А. Разумову): 1 — руда твердая (крепкая); 2 — то же, средней твердости; 3 — то же, мягкая (некрепкая)

Таблица 54

Производительность зарубежных гирационных дробилок

Фабрика	Руда	Тип дробилки	Ширина разгрузочного отверстия b', *мм*	Объемная производительность Q_0', $м^3/ч$	
				паспортная	средняя достигнутая
«Сильвер-Бей» (США)	Такониты, весьма твердые, абразивные	№ 30—70 Аллис-Чалмерс, $B = 760$, $D = 1{,}78$ (редукционная)	60	200	300
«Ири» (США) . .	То же	№ 36 Трайлор, $B = 910$ (редукционная)	80	400	450
«Мишш» (США) . .	Медная	№ 54 Трайлор, $B = 1370$	180	920	1180—1560
«Чукикамата» (Чили)	Медная сульфидная, средней твердости	№ 60, Аллис-Чалмерс, $B = 1524$, $D = 2{,}26$	178	950	1560
«Климакс-Молибденум» (США) . .	Медно-молибденовая, тонковкрапленная, твердая	№ 60, Нордберг, $B = 1524$	225	1530	1500
«Моренси» (США)	Медная, средней твердости	№ 60, Трайлор, $B = 1524$, $D = 3{,}05$	230	2120	2150
«Ири» (США) . .	Такониты (весьма твердая)	№ 60, Трайлор, $B = 1524$, $D = 3{,}05$	230	2120	2150
«Сильвер-Бей» (США)	Такониты (весьма твердая)	№ 60, «Суперпор», Аллис-Чалмерс, $B = 1524$, $D = 2{,}78$	250	2260	1960
«Ориноко» (Венесуэла)	Железная, средней твердости с примесью глины	№ 60, «Суперпор», Аллис-Чалмерс, $B = 1524$, $D = 2{,}78$	250	2260	2000

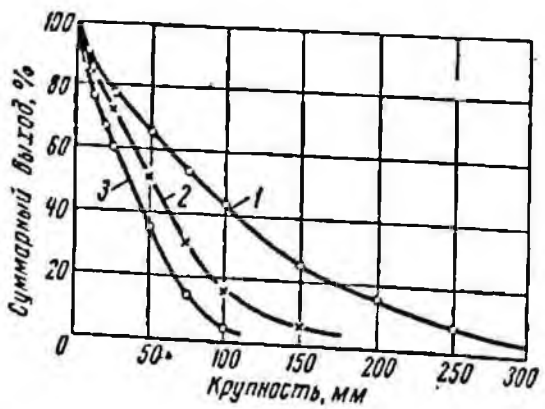


Рис. 104. Характеристика крупности продуктов дробления на ЮГОКе:
1 — ККД-1500/180; 2 — КРД-900/100; 3 — КРД-900/90

Средняя потребляемая мощность (по табл. 50) $N_0 = 255$ *квт*. Удельный расход электроэнергии

$$E = \frac{N_0}{Q} = \frac{255}{2370} = 0{,}11 \ квт \cdot ч/т.$$

Для расчета по методу Бонда имеем: остатку 20% в исходном питании соответствует $D_0 = 750$ *мм* $= 750\,000$ *мкм*; а в продукте дробления $D_к = 170$ *мм* $= 170\,000$ *мкм* (см. рис. 104). Индекс работы по табл. 38 для магнетита $W = 11$ *квт·ч/т*. По формуле [124] расход электроэнергии

$$E = 10\,W\frac{\sqrt{D_0} - \sqrt{D_к}}{\sqrt{D_0}\cdot\sqrt{D_к}} =$$

$$= 10 \cdot 11 \cdot \frac{\sqrt{750\,000} - \sqrt{170\,000}}{\sqrt{750\,000}\cdot\sqrt{170\,000}} =$$

$$= 0{,}14 \ квт \cdot ч/т$$

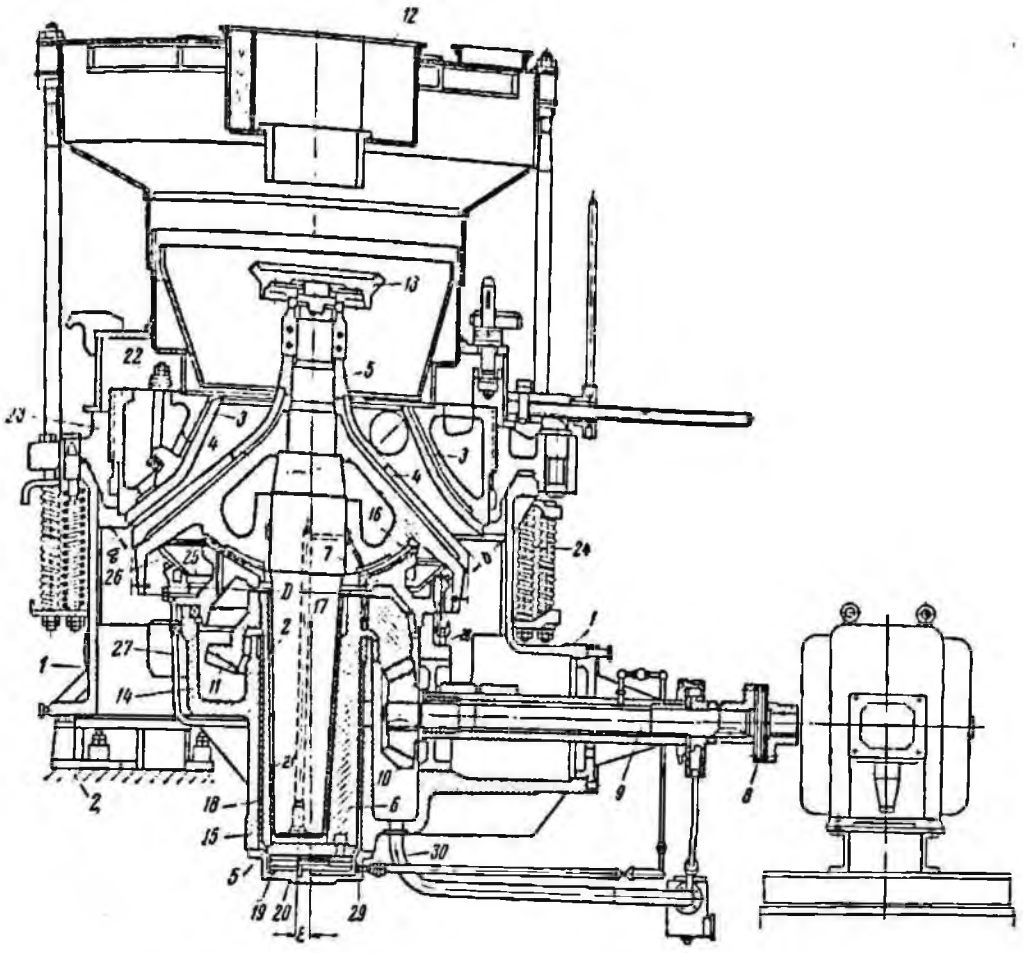


Рис. 105. Конусные дробилки среднего дробления КСД-2200Б и КСД-2200А:

1 — станина; *2* — фундамент; *3* — неподвижный конус; *4* — подвижный дробящий конус; *5* — вал; *6* — эксцентрик; *7* — сферический подпятник; *8* — муфта; *9* — приводной вал; *10* и *11* — зубчатая передача; *12* — загрузочная коробка; *13* — распределительная тарелка; *14* — картер; *15*, *16* и *21* — втулки; *18* — нижняя поверхность конуса; *17* — опорная чаша; *19* — плоский подпятник; *20* — крышка центральной втулки; *22* и *23* — соответственно регулировочное и опорное кольцо; *24* — пружина; *25* и *26* — соответственно канавка и воротник водяного затвора; *27* и *28* — патрубки для воды; *29* — боковое отверстие для подачи масла; *30* — сливная труба для масла

Расчетные данные близки к фактическим (см. Q_0' в табл. 53).

После перехода на более мелкую исходную руду, для которой остаток на сетке 750 *мм* понизился до 5%, поправочный коэффициент на крупность повысился до $K_{кр} = 1{,}1$, отчего $Q_{расч} = \frac{1130 \cdot 1{,}1}{1{,}05} = 1200$ *м*³/*ч*.

Глава XI

Конусные дробилки среднего и мелкого дробления

§ 44. Типы дробилок

Заводы СССР изготовляют конусные дробилки с консольным опирающимся на сферический подпятник валом (по схеме рис. 94, *г*) трех типов: для среднего дробления (рис. 105) — дробилки с короткой параллельной зоной и широким разгрузочным отверстием марки КСДБ[1], для нижесреднего дробления — с уменьшенным разгрузочным отверстием марки КСДА и для мелкого дробления — с длинной параллельной зоной и малым разгрузочным отверстием марки КМД (рис. 106).

В основном конструкция дробилок всех трех типов аналогична. Отличие состоит лишь в размерах загрузочного и разгрузочного отверстий и в профиле дробящей зоны.

[1] По ГОСТ 6937-69 типу Б присвоен индекс Гр, типу А — индекс Т (см. табл. 56).

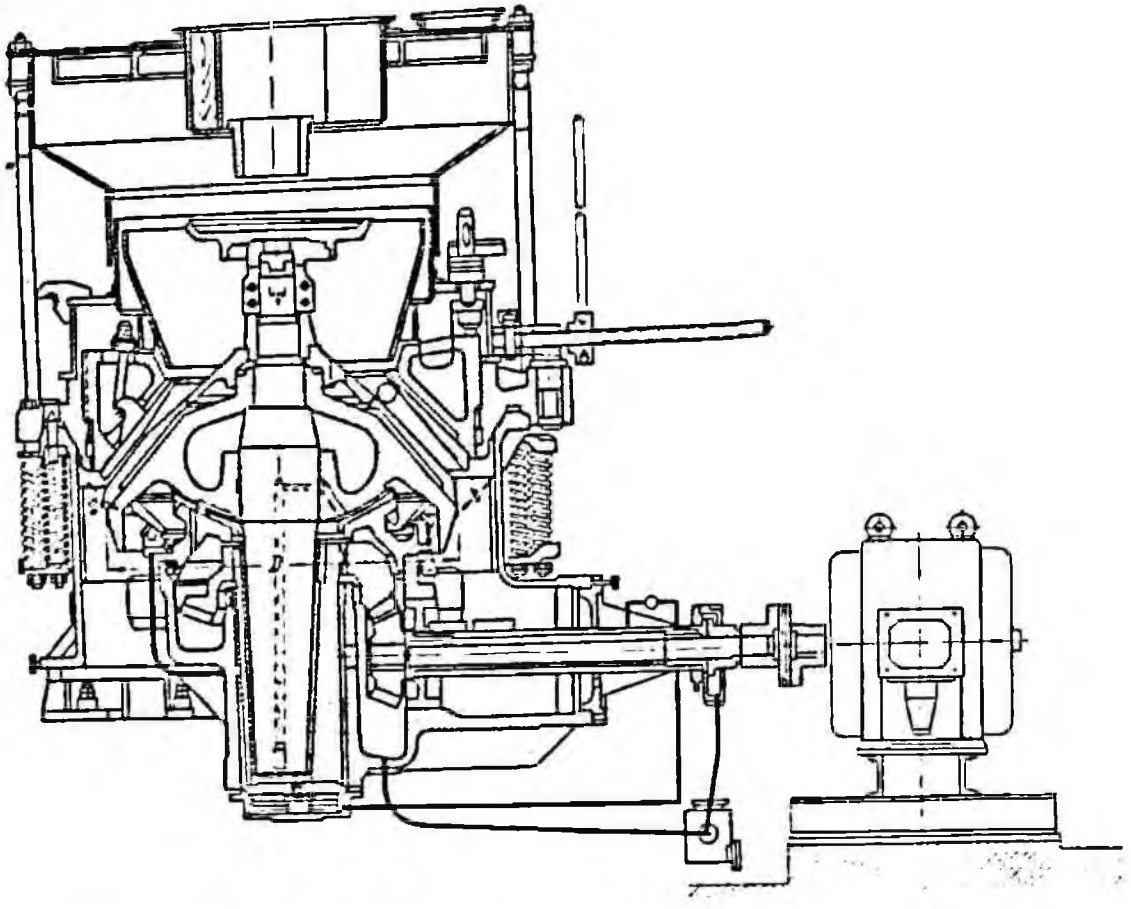


Рис. 106. Конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200

Дробилки типа КСДБ применяются при трехстадиальных схемах дробления, а КСДА — при четырехстадиальных.

Параметр, характеризующий типоразмер — диаметр основания дробящего конуса D, входит в обозначение дробилки по ГОСТу. Например, дробилка среднего дробления с разгрузочным отверстием большой ширины, имеющая диаметр основания конуса $D = 2200$ мм, обозначается КСД-2200Гр.

Основными деталями дробилки являются (см. рис. 105): цилиндрический корпус (станина), устанавливаемый на фундаменте, неподвижный конус (чаша), подвижный дробящий конус, укрепленный на валу, эксцентрик, сферический подпятник и приводной механизм. Рабочие органы — конус и чаша — футерованы броневыми плитами.

Материал, подлежащий дроблению, поступает из загрузочной коробки на распределительную тарелку, которая равномерно распределяет его по всему периметру чаши. Куски материала дробятся в результате раздавливания. Продукт дробления по выходе из разгрузочного отверстия опускается через кольцевое пространство между станиной и картером зубчатой передачи.

Соединенный с электродвигателем муфтой приводной вал через коническую зубчатую передачу заставляет вращаться эксцентрик (вал-эксцентрик) вокруг центральной оси дробилки. Эксцентриковый стакан, находящийся внутри центральной втулки, имеет внутреннюю коническую расточку, в которую вставляется нижний конец (хвостовик) главного вала.

Геометрическая ось главного вала наклонена под небольшим углом ε к вертикальной оси дробилки, поэтому при вращении эксцентрикового стакана ось вала описывает в пространстве коническую поверхность. В результате сидящий на валу дробящий конус совершает колебательные движения по типу конического маятника: поверхность его постепенно приближается, а затем удаляется от поверхности неподвижного конуса (чаши).

Вес главного вала и напрессованного на него дробящего конуса, а также вертикальная и горизонтальная составляющие усилия дробления воспринимаются сферическим подпятником. Нижнюю поверхность конуса обтачивают по сфере, опорой для нее служит тонкостенная бронзовая

чаша (подпятник), имеющая такую же сферическую форму. Бронзовая чаша опирается на чашу, насаженную на стенку картера, который составляет одно целое со станиной.

В массивную втулку, отлитую заодно с нижней частью картера, запрессована тонкостенная бронзовая втулка, внутри которой вращается эксцентриковый стакан. Стакан опирается на плоский подпятник, состоящий из трех дисков, из которых нижний (неподвижный) укреплен в крышке центральной втулки, а верхний соединен с эксцентриковым стаканом и вращается вместе с ним (средний диск вращается с половинной скоростью).

В эксцентрическую полость стакана вставлена бронзовая втулка, в которую входит хвостовая часть вала.

Трапецеидальной резьбой регулировочное кольцо, к которому прикреплен неподвижный конус, соединено с опорным кольцом, лежащим на верхнем фланце станины. Перемещением регулировочного кольца (с укрепленным на нем неподвижным конусом) по высоте достигается необходимая ширина разгрузочного отверстия b_0 (в сомкнутом положении рабочих органов).

Для предохранения дробилки от поломок при попадании в нее металлических предметов конструкция снабжена системой пружин, расположенных по внешнему периметру дробилки. Пружины надеты на болты, притягивающие опорное кольцо к станине и работающие на сжатие. В момент попадания в рабочую зону металлического предмета конус и опорное кольцо стремятся приподняться вместе с регулировочным кольцом. В этот момент пружины сжимаются, расстояние между поверхностями дробящего и неподвижного конусов увеличивается и металлический предмет вываливается через разгрузочное отверстие, если его размеры не превышают ширину щели при размыкании. После этого пружины возвращают регулировочное кольцо и конус в прежнее положение.

В крупных дробилках УЗТМ наряду с пружинным применяется гидравлический способ прижатия конуса и регулирования размера разгрузочного отверстия. Этим дробилкам дано обозначение КСД-ГРЩ-2200 и КМД-ГРЩ-2200 (рис. 107). Запроектированы также дробилки с комбинированным пневмогидравлическим прижатием.

Дробящий и неподвижный конусы (см. рис. 105) имеют съемную футеровку из набора броневых плит, отлитых из марганцовистой стали. Стакан эксцентрика изготовляется из высокопрочного чугуна; станина, опорное кольцо и тело дробящего конуса — из стального литья; внутренняя и наружная втулки стакана — бронзовые.

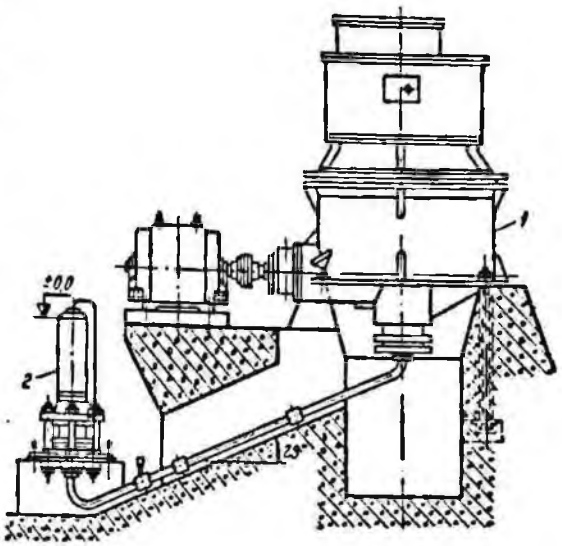


Рис. 107. Конусная дробилка с гидравлическим регулированием ширины разгрузочного отверстия ГРЩ:

1 — дробилка; *2* — гидравлическое устройство

В дробилках УЗТМ и ЮУЗТМ применяется гидравлический пылевой затвор. В опорной чаше проточена канавка, заполняемая водой или незамерзающей жидкостью. На дробящем конусе имеется воротник в виде усеченного конуса. Нижняя кромка его погружается в воду, находящуюся в канавке. Щель между металлическими поверхностями прикрыта прорезиненной тканью, благодаря этому вся внутренняя полость дробилки предохранена от попадания пыли.

Случайно проникшая в затвор пыль непрерывно удаляется циркулирующей водой. Для поддержания постоянного уровня воды в кольцевой канавке к ней присоединены два патрубка, из которых один предназначен для отвода загрязненной воды, а второй — для притока свежей.

Нижняя часть внутренней полости станины, в которой находится зубчатая передача и стакан эксцентрика, заполнена жидким циркулирующим маслом. Масло, подведенное через боковое отверстие в нижней крышке, попадает в плоский подпятник эксцентрика, поднимается по зазорам между трущимися поверхностями стакана эксцентрика и параллельно по каналу, просверленному в рабочем валу, откуда попадает в сферический подпятник и стекает на зубчатую передачу. Из картера отработавшее масло отводится по сливной трубе.

Подвод и отвод масла к подшипникам приводного вала осуществляется через самостоятельную ветвь маслопровода. Циркуляция масла обеспечивает не только

Таблица 55

Основные параметры конусных дробилок среднего и мелкого дробления (по паспортам заводов-изготовителей)

Параметры	Тип дробилки												
	Конусная для среднего дробления КСД								Конусная для мелкого дробления КМД				
	КСД-600Гр	КСД-900Гр	КСД-1200Т	КСД-1200Гр	КСД-1750Т	КСД-1750Гр	КСД-2200Т	КСД-2200Гр	КМД-1200Т	КМД-1750Т	КМД-1750Гр	КМД-2200Т	КМД-2200Гр
Ширина загрузочного отверстия на открытой стороне B, мм	75	130	125	185	200	250	275	350	80	80	130	100	140
Наибольший размер кусков в питании, мм	60	100	100	150	160	200	250	300	40	70	100	80	110
Ширина разгрузочного отверстия (в сомкнутом положении), b_0, мм	12–35	15–40	10–25	20–50	15–30	25–60	15–30	30–60	3–12	5–15	9–20	5–15	10–20
Число качаний конуса в минуту $n_в$	350	330–325	260	260	260	245	242	242	260	260	260	242	242
Объемная производительность при дроблении руды средней твердости при работе дробилки в открытом цикле Q_0, м³/ч	12–35	30–45	38–85	70–105	90–180	160–300	170–340	340–580	24 *	80 *	–	150 *	–
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, квт	30	55	75	75	160	160	250	250	75	160	160	250	250
Масса дробилки без электрооборудования и смазочной станции, т	5 (3,6)	12,5 (0,6)	24 (21)	24 (21)	53 (51)	53 (51)	98 (90)	98 (90)	24 (21)	53 (51)	53 (51)	98 (97)	98 (97)
Завод-изготовитель	Костромской завод «Стромашина»	Выксунский завод дробильно-размольного оборудования	Южуралмашзавод	УЗТМ					Южуралмашзавод	УЗТМ			

* При минимальном разгрузочном отверстии.

Таблица 56

Основные параметры конусных дробилок среднего дробления по ГОСТ 6937–69

Параметры	Типоразмер дробилки													
	КСД-600		КСД-900		КСД-1200		КСД-1750		КСД-2200		КСД-2500		КСД-3000	
	Форма исполнения [1]													
	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр
Ширина загрузочного отверстия на открытой стороне B, мм	50	75	75	130	125	185	200	250	275	350	335	450	475	600
Наибольший размер кусков в питании, мм	40	60	60	100	100	150	160	200	250	300	270	360	380	500
Диапазон регулирования ширины разгрузочного отверстия в фазе сближения профилей b_0, мм	5—15	12—35	5—20	15—40	10—25	20—50	15—30	25—60	15—30	30—60	17—45	45—70	25—50	50—80
Объемная производительность при дроблении руды средней твердости в открытом цикле Q_0, м³/ч, не менее	5—15	12—35	8—40	30—45	38—85	70—105	90—180	160—300	170—340	340—580	—	—	—	—
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, квт, не более	30		55		75		160		250		—		—	
Масса дробилки без электродвигателя и оборудования смазочной системы, т, не более	5		12,5		24		53		98		—		—	

[1] Т и Гр — соответственно тонкое и грубое дробление.

Таблица 57

Основные параметры конусных дробилок мелкого дробления по ГОСТ 6937—69

Параметры	Типоразмер дробилки									
	КМД-1200		КМД-1750		КМД-2200		КМД-2500		КМД-3000	
	Форма исполнения									
	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр
Ширина загрузочного отверстия на открытой стороне B, *мм*	50	100	80	130	100	140	140	180	120	220
Наибольший размер кусков в питании, *мм*	40	80	70	100	80	110	110	150	120	180
Диапазон регулирования ширины разгрузочного отверстия в фазе сближения профилей b_0, *мм*	3—12	5—15	5—15	9—20	5—15	10—20	7—20	10—25	6—20	12—25
Общее усилие прижатия пружин, *т*, не менее	200		250		400 *		—**	—**	—**	—**
Объемная производительность при дроблении материала средней твердости (с влагосодержанием до 4%) Q_0, *м³/ч* ***, не менее	24	—	80	—	150	—	—**	—**	—**	—**
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*, не более	75		160		250		—**		—**	
Масса дробилки без электродвигателя и оборудования смазочной системы, *т*, не более	21		53		98		—		—	
Завод-изготовитель	Южуралмашзавод				УЗТМ					

* Для дробления высокопрочных руд допускается изготовление дробилок с усилием прижатия пружин до 600 *тс*.
** Параметры дробилок КМД-2500 и КМД-3000 будут известны после испытания головных образцов.
*** Производительность дробилок приведена при минимальных размерах разгрузочного отверстия и работе в открытом цикле.

смазку всех трущихся деталей, но и отвод тепла.

Основные параметры дробилок по паспортам заводов-изготовителей приведены в табл. 55; по ГОСТ 6937—69 — в табл. 56 и 57.

Ширина загрузочного отверстия B дробилок КСД и КМД по ГОСТу находится в зависимости от диаметра конуса D (рис. 108).

§ 45. Параметры механического режима дробилок

Число качаний дробящего конуса в минуту. Теоретически определяют только нижний предел n_0 исходя из тех соображений, что продолжительность одного оборота эксцентрика должна быть меньше времени скольжения куска вдоль параллельной зоны.

Этому условию соответствует теоретическая формула [6]

$$n_0 \geqslant 60 \sqrt{\frac{g(\sin\alpha - f\cos\alpha)}{2l}}, \; об/мин, \quad (173)$$

где g — ускорение силы тяжести (9,81 $м/сек^2$),

α — угол наклона образующей конуса;

f — коэффициент трения руды о сталь;

l — длина параллельной зоны, $м$.

При $\alpha \approx 40°$, $f = 0{,}3$, $l = {}^1/_{12}D$ формула (173) принимает вид

$$n_0 \geqslant \frac{300}{\sqrt{D}}, \; об/мин. \quad (174)$$

Вычисленные результаты близки к практическим данным.

Для дробилок КСД заводов СССР действительна эмпирическая формула

$$n_0 \approx 81\,(4{,}92 - D), \quad (175)$$

а для КМД

$$n_0 \approx 60\,(5{,}84 - D), \quad (176)$$

где D — диаметр основания дробящего конуса, $м$.

Скорость вращения конусов дробилок Саймонса фирмы «Нордберг» примерно на 5% выше отечественных.

Ход конуса. Центром поворота дробящего конуса служит геометрический центр O шарового подпятника (рис. 109). Ось его составляет угол ε (угол прецессии) с осью дробилки.

При закрытом отверстии ширина его b_0 равна расстоянию A_1A_3, а при раскрытии — увеличивается до $b = A_1A_3$, где

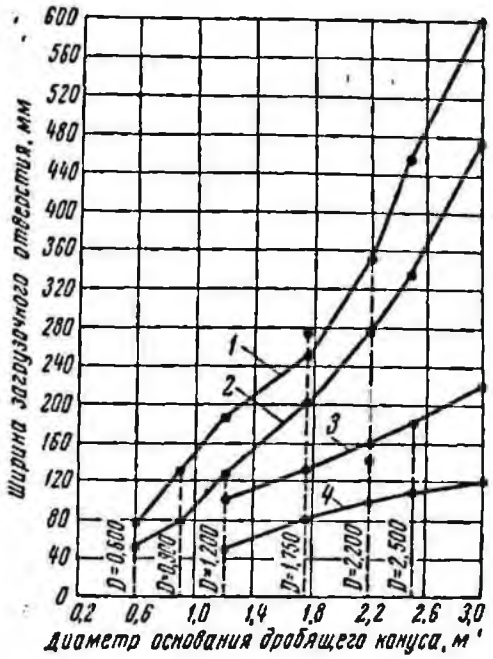


Рис. 108. Зависимость ширины загрузочного отверстия дробилок КСД и КМД от диаметра дробящего конуса:

1 — КСД-Гр; 2 — КСД-Т; 3 — КМД-Гр; 4 — КМД-Т

расстояние $A_2A_3 = s$ (ход конуса у разгрузочного отверстия)

$$b = b_0 + s. \quad (177)$$

Дуга A_2A_3 соответствует повороту радиуса $OA_2 = L$ из положения OA_2 и положение OA_3 на угол 2ε. Поэтому ход

$$s \approx \frac{\pi L\, 2\varepsilon}{180}, \quad (178)$$

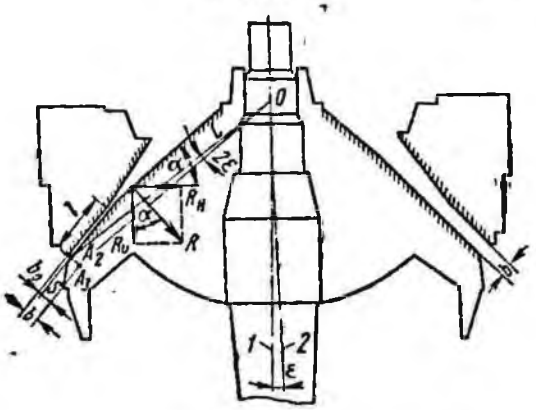


Рис. 109. Схема дробилки КМД-2200:

1 — ось дробящего конуса; 2 — ось дробилки

в ширина отверстия в раскрытом положении

$$b = b_0 + s = b_0 + \frac{\pi L 2\varepsilon}{180}. \qquad (179)$$

Например, для дробилки КМД-2200 $\varepsilon = 2°$ и $L = 1360$ мм по формуле (178)

$$s = \frac{\pi L 2\varepsilon}{180} = \frac{3{,}14 \cdot 1361 \cdot 2 \cdot 2}{180} = 95 \text{ мм},$$

откуда ширина отверстия в раскрытом положении

$$b = b_0 + s = b_0 + 95 \text{ мм},$$

т. е. при ширине сомкнутого отверстия $b_0 = 10$ мм, размер его при размыкании увеличивается до $b = 10 + 95 = 105$ мм. Этим можно объяснить сравнительно большую величину коэффициента закрупнения $K = \frac{d_{max}}{b_0}$, которым характеризуется гранулометрический состав продукта дробления (см. рис. 113, 117).

В дробилках КСД коэффициент закрупнения достигает 2,3—2,6, а в КМД—3—3,5. Значительное закрупнение вызывается также и тем, что при принятой малой скорости вращения конуса крупные куски материала успевают разгрузиться из рабочей зоны не только при медленном скольжении, но и при быстром качении их по поверхности конуса.

Большой величиной хода конуса s достигается высокая производительность дробилок данного типа.

Усилие дробления. Равнодействующая сил дробления R направлена перпендикулярно к образующей дробящего конуса (см. рис. 109). Последняя проходит под углом наклона α с горизонталью (в новых дробилках $\alpha \cong 48°$).

По данным [95] полное усилие дробления пропорционально квадрату диаметра дробящего конуса

$$R \approx 42D^2, \text{ кгс}. \qquad (180)$$

Горизонтальная и вертикальная сплющивающие силы R соответственно равны

$$R_H = R \sin \alpha, = 0{,}74R = 31D^2, \qquad (181)$$

$$R_V = R \cos \alpha = 0{,}67R = 28D^2. \qquad (182)$$

По уравнениям (180) и (182) может быть определено минимальное усилие прижатия пружин T, если принять его с запасом 3

$$T \geqslant 3R_V \geqslant 84D^2, \text{ кгс}. \qquad (183)$$

Усилия дробления и мощность электродвигателей конусных дробилок КСД и КМД приведены в табл. 58.

Расчетная мощность электродвигателя $N_{дв}$ отечественных дробилок КСД и КМД, как и аналогичных зарубежных, принимается, согласно [99], пропорциональной параметру $D^2 n_0$

$$N_{дв} \approx 0{,}21D^2 n_0, \text{ квт}. \qquad (184)$$

После определения $N_{дв}$ по формуле (184) подбирается по каталогу ближайший больший электродвигатель (см. табл. 58).

Средняя потребляемая мощность составляет от 50 до 75% номинальной мощности электродвигателя и зависит от крепости руды и ширины разгрузочного отверстия; пиковая — достигает 200—220% номинала [84].

Таблица 58

Усилия дробления и мощность электродвигателей конусных дробилок КСД и КМД

Параметры	Диаметр конуса D, мм						
	600	900	1200	1750	2200	2500	3000
Усилие дробления [по формуле (180)] R, тс	15	35	60	130	200	260	380
Расчетная минимальная сила прижатия пружин [по формуле (183)] $T_{расч}$, тс	30	70	120	260	410	530	770
Сила прижатия пружин (паспортная) $T_{пасп}$, тс	—	—	—	300	400 и более	—	—
Число качаний конуса (паспортное) n_0	330	330	250	245	224	200	155*
Параметр $(D^2 n_0)$	126	267	374	750	1090	1250	1500*
Мощность электродвигателя, квт:							
расчетная [по формуле (184)] $N_{дв}$	27	56	78	156	230	262	350*
паспортная $N_{пасп}$	30	55	75	160	250	220	—
по ГОСТу, $N_{гост}$ не более	30	55	75	160	250	—	—

* Параметры будут уточнены после испытания головных образцов.

§ 46. Производительность дробилок среднего дробления

Производительность дробилок КСД заводов СССР, согласно паспортным данным, приведена в табл. 55, а по ГОСТ 6937—69— в табл. 56. Графически эти данные изображены на рис. 110, где указаны границы изменения разгрузочных отверстий для дробилок обоих исполнений (А и Б или Т и Гр).

Все графики имеют перелом при разгрузочном отверстии $b_0 = 25$ *мм*. При малых отверстиях ($b_0 < 25$ *мм*) производительность прямо пропорциональна ширине отверстия

$$Q_0 = q_1 b_0, \ м^3/ч. \qquad (185)$$

Величина q_1 пропорциональна мощности электродвигателя, которая в свою очередь определяется произведением $D^2 n_0$ согласно формуле (134).

Зависимость удельной производительности дробилок КСД от параметра $D^2 n_0$ имеет вид [100]

$$q_1 \approx 0{,}009 D^2 n_0, \ м^3/мм \cdot ч. \qquad (186)$$

Значения удельной производительности q_1, рассчитанные по формуле (186), приведены в табл. 59 и показаны на рис. 110.

После точек перелома графиков (при отверстиях >25 *мм*) производительности соответствуют уравнения вида

$$Q_0 = q_2 b_0 + A.$$

Значения постоянных q_2 и A приведены в табл. 59.

При расчете по формулам или при пользовании графиками (см. рис. 110) необходимо вводить поправку на крепость руды: расчетная средняя производительность

$$Q_{расч} = K_f Q_0, \qquad (187)$$

где поправочный коэффициент K_f берется по табл. 45.

Для расчета производительности дробилок среднего дробления может быть также использован ряд предложенных теоретических и эмпирических формул. Однако вычисленная по ним производительность существенно отличается от данных практики. Поэтому за основу определения производительности часто принимают зарубежные каталожные данные по так называемым «стандартным» дробилкам Саймонса [84] (табл. 60).

Результаты обработки данных каталогов графически изображены на рис. 111, где объемная производительность Q_0 представлена в функции ширины разгрузочного отверстия b_0.

Зависимость $Q_0 = f(b_0)$ имеет вид ломаных, состоящих из двух отрезков, из которых первый соответствует малым размерам отверстий (менее 25 *мм*), а второй — большим (более 25 *мм*).

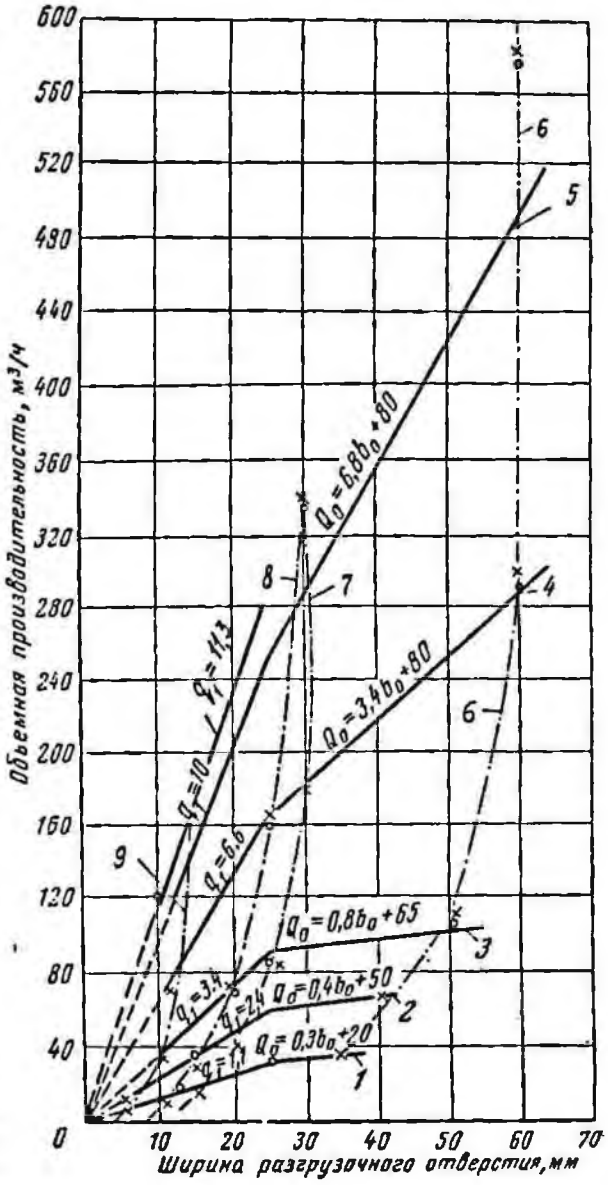
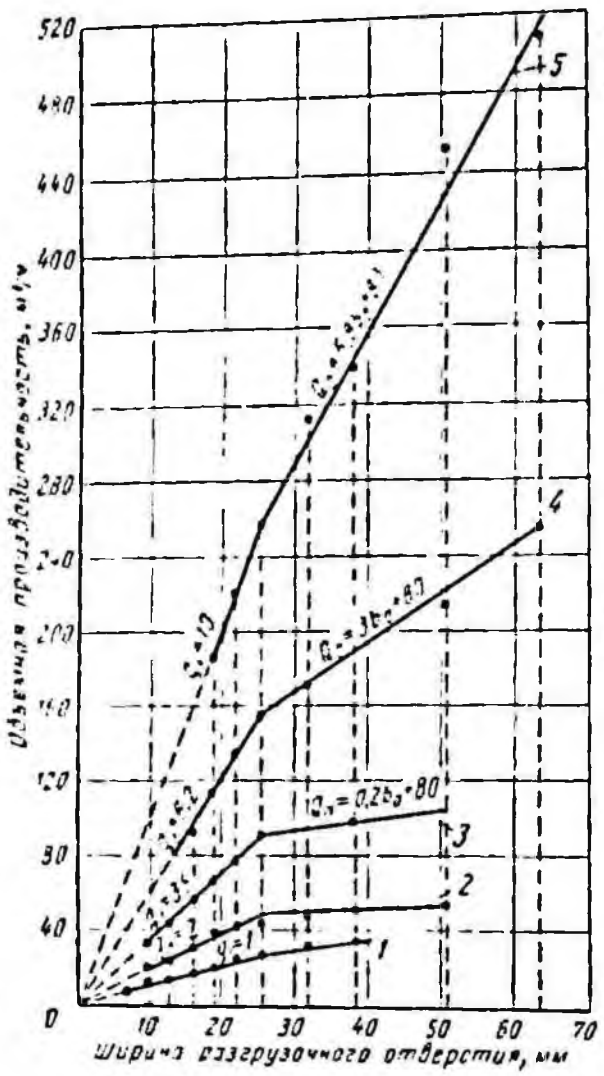


Рис. 110. Производительность дробилок КСД: расчетная (—), по паспортным данным (о) и по ГОСТ 6937—69 (х):

1 — КСД-600; *2* — КСД-900; *3* — КСД-1200; *4* — КСД-1750; *5* — КСД-2200; *6* — верхняя граница для дробилок типа *Б*(*Гр*); *7* — то же, для дробилок типа *А* (*Т*); *8* — нижняя граница для дробилок типа *Б*(*Гр*); *9* — то же, для дробилок типа *А* (*Т*); $q_1 = 11{,}3 м^3/мм \cdot ч$ для КСД-2500



При разгрузочных отверстиях менее 25 *мм* наблюдается почти прямая пропорциональная зависимость между производительностью и размером отверстия

$$Q_0 \approx q_1 b_0, \qquad (188)$$

а при отверстиях более 25 *мм* — линейная зависимость

$$Q_0 = q_2 b_0 + A. \qquad (189)$$

Коэффициенты q_1 и q_2 зависят от типоразмера дробилки.

Мощность электродвигателей стандартных дробилок Саймонса приближенно можно определить по формуле [100]

$$N_{дв} = (0{,}17 \div 0{,}20)\, D^2 n_0, \text{ квт}. \qquad (190)$$

Меньшие значения численного коэффициента в формуле (190) относятся к малым, а большие — к большим дробилкам (табл. 61).

Величина q_1 принимается пропорциональной мощности электродвигателя, как это видно из табл. 61, где удельная мощность электродвигателя колеблется в пределах

$$\frac{N_{дв}}{q_1} = 21 \div 23{,}6, \ \frac{\text{квт}}{\text{м}^3/\text{мм}\cdot\text{ч}}. \qquad (191)$$

Рис. 111. Производительность Q_0 стандартных конусных дробилок Саймонса:
1 — дробилка 610 *мм*; 2 — то же, 915 *мм*; 3 — то же, 1220 *мм*; 4 — то же, 1680 *мм*; 5 — то же, 2135 *мм*

Таблица 59

Расчетные параметры дробилок КСД

Параметры	Типоразмер дробилки					
	КСД-600	КСД-900	КСД-1200	КСД-1750	КСД-2200	КСД-2500
Параметр $D^2 n_0$	126	267	374	750	1090	1250
Удельная производительность расчетная (при $b_0 < 25$ *мм*) по формуле (186) q_1, $м^3/мм\cdot ч$	1,1	2,4	3,4	6,6	10,0	11,3
Мощность электродвигателя:						
паспортная $N_{дв}$, *квт*	30	55	75	160	250	320
удельная $\frac{N_{дв}}{q_1}$, $\frac{квт}{м^3/мм\cdot ч}$	26	23	22	24	25	28
Значение постоянных (при $b_0 > 25$ *мм*):						
q_2, $м^3/мм\cdot ч$	0,3	0,4	0,8	3,4	6,8	—
A, $м^3/ч$	20	50	65	80	80	—

Таблица 60

Производительность стандартных конусных дробилок Саймонса для среднего дробления (по каталогу 1964 г.)

Номинальный размер дробилки (диаметр основания конуса D)		Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*	Число качаний дробящего конуса в минуту n_0	Исполнение	Наименьшая ширина разгрузочного отверстия b_0, *мм*	Ширина загрузочного отверстия (в сомкнутом положении) B, *мм*	Объемная производительность Q_0, $м^3/ч$ при ширине разгрузочного отверстия в сомкнутом положении b_0, *мм* (дюймах)										
мм	*фут*						6,35 (1/4")	9,52 (3/8")	12,7 (1/2")	15,87 (5/8")	19,05 (3/4")	22,2 (7/8")	25,4 (1")	31,7 (1 1/4")	38,1 (1 1/2")	50,8 (2")	63,5 (2 1/2")
610	2	22	350	Файн	6,35	57,2	8,35	11,3	14,2	17	19,8	—	—	—	—	—	—
				Корс	9,52	232	—	11,3	14,2	17	19,8	22,6	25,5	28,3	34	—	—
				Экстра-корс	12,7	239	—	—	14,2	17	19,8	22,6	25,5	28,3	34	—	—
915	3	44	330	Файн	9,52	88,4	—	19,8	22,6	31,1	39,6	42,5	—	—	—	—	—
				Корс	12,7	130	—	—	22,6	31,1	39,6	42,5	45,3	48,1	51	53,8	—
				Экстра-корс	19,05	174	—	—	—	—	39,6	42,5	45,3	48,1	51	53,8	—
1220	4	74	268	Файн	9,52	127	—	34,0	45,3	56,6	68	76,5	85	—	—	—	—
				Корс	19,05	187	—	—	—	—	68	76,5	85	96,5	100	105	—
				Экстра-корс	31,7	235	—	—	—	—	—	—	—	96,5	100	105	—
1680	5 1/2	147	252	Файн	15,87	181	—	—	—	90,5	113	133	156	—	—	—	—
				Медиум	22,2	219	—	—	—	—	—	133	156	170	192	212	255
				Корс	25,4	257	—	—	—	—	—	—	156	170	192	212	255
				Экстра-корс	38,1	343	—	—	—	—	—	—	—	—	192	212	255
2135	7	220	237	Файн	19,05	254	—	—	—	—	187	221	255	317	340	—	—
				Медиум	25,4	292	—	—	—	—	—	—	255	317	340	453	—
				Корс	31,7	343	—	—	—	—	—	—	—	317	340	453	510
				Экстра-корс	38,1	412	—	—	—	—	—	—	—	—	340	453	510

Примечание. Файн — для тонкого дробления, медиум — для среднего дробления, корс — для грубого дробления, экстра-корс — для очень грубого дробления.

Таблица 61

Параметры стандартных конусных дробилок Саймонса

Параметры	Типоразмер дробилки, мм (футы)				
	610 (2′)	915 (3′)	1220 (4′)	1680 (5½′)	2135 (7′)
Параметр D^2n_0	130	277	400	710	1080
Удельная производительность q_1, $м^3/мм \cdot ч$	1	2	3,5	6,2	10
Мощность электродвигателя:					
полная $N_{дв}$, квт	22	44	74	147	220
удельная $\frac{N_{дв}}{q_1}$, $\frac{квт}{м^3/мм \cdot ч}$	22	22	21	23,7	22

На основании формул (190) и (191) зависимость удельной производительности дробилок от параметра D^2n_0 имеет вид

$$q_1 = (0{,}0087 \div 0{,}0091)\, D^2n_0. \qquad (132)$$

где меньшие значения численного коэффициента относятся к малым дробилкам, бо́льшие — к большим.

При разгрузочных отверстиях >25 мм производительность крупных дробилок (1220, 1680 и 2135 мм) соответствует формуле (189), в которой постоянная $A \approx \approx 80$ $м^3/ч$, а q_3 — зависит от типоразмера дробилки (см. рис. 111).

Расчетная производительность дробилок КСД относится к дроблению в открытом цикле, т. е. определяется по количеству материала, подаваемого непосредственно в дробилку. В формулах и таблицах не учитывается количество мелочи, отсеваемой перед дробилками КСД. Если же в дробилку поступает не вся руда, а только надрешетный продукт грохота, то производительность самой дробилки остается почти без перемен, а суммарная производительность узла грохот — дробилка увеличивается за счет подрешетного продукта, минующего дробилку.

Практические данные о производительности дробилок КСД на фабриках Советского Союза приведены в табл. 62. Цифры этой таблицы соответствуют среднечасовым отчетным данным. Средние удельные производительности близки к расчетным.

Типовые характеристики крупности продуктов дробления КСД в открытом цикле приведены на рис. 112, а для руд некоторых фабрик — на рис. 113.

§ 47. Производительность дробилок мелкого дробления

Ранее в технических характеристиках отечественных дробилок КМД производительность $Q_э$ давалась для замкнутого цикла. Принималась прямая пропорциональность между $Q_э$ и шириной отверстия b_0. Отношение $\frac{Q_э}{b_0} = q_э$

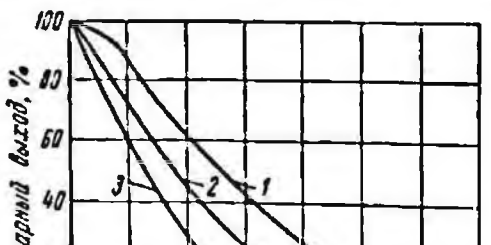


Рис. 112. Типовые характеристики крупности продуктов дробления КСД (по К. А. Разумову): *1* — руда твердая (крепкая); *2* — то же, средней твердости; *3* — то же, мягкая (некрепкая)

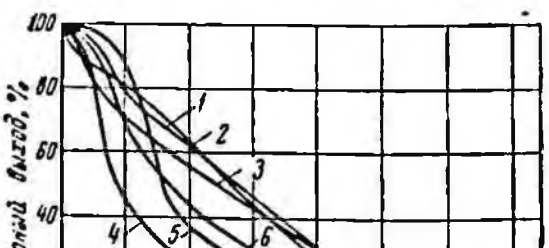


Рис. 113. Характеристики крупности продуктов дробления КСД: *1* — железистые кварциты ЮГОК-2; *2* — то же, ЮГОК-1; *3* — то же, НКГОК; *4* — руды Тырныаузской фабрики; *5* — Джезказганская руда; *6* — руда СУМЗа

Таблица 62

Средняя фактическая производительность дробилок КСД

Типоразмер дробилки	Фабрика	Ширина разгрузочного отверстия $b_в$, мм	Средняя объемная производительность	
			общая $Q_о$, м³/ч	удельная (на 1 мм ширины отверстия) q_1, м³/мм·ч
КСД-600	Гороблагодатская	8	8,1	1,0
	Хапчерангинская	8	8,1	1,0
	Кучтанская	8	8,1	1,0
	Эльбрусского рудоуправления	8	9,4	1,2
	В среднем	—	—	1,1
КСД-900	Ахтальская	7	12,5	1,8
	Кадамжайская	8	17,0	2,1
	Капская	12	28,0	2,3
	Карагайлинская	8	19,0	2,4
	Олинская	7	19,0	2,7
	В среднем	—	—	2,2
КСД-1200	Золотушинская	10	33	3,3
	Юлинская	8	31	4,0
	Кировградская	22	94	4,3
	Карабашская	22	94	4,3
	Мизурская	14	64	4,5
	Туимская	18	84	4,7
	Кафанская	8	39	4,9
	В среднем	—	—	4,2
КСД-1650 и КСД-1750	Красноуральская	25	128	5,1
	Аккермановская ДСФ № 2	10	56	5,6
	Салаирская	15	89	5,9
	Миргалимсайская	20	123	6,1
	Краснореченская	15	94	6,3
	Большого Ктая	25	159	6,4
	Сибайская	30	193	6,4
	Фабрика № 4	25	162	6,5
	В среднем	—	—	6,2

Продолжение табл. 62

Типоразмер дробилки	Фабрика	Ширина разгрузочного отверстия b_0, мм	Средняя объемная производительность: общая Q_0, м³/ч	Средняя объемная производительность: удельная (на 1 мм ширины отверстия) q_1, м³/мм·ч
КСД-2100 и КСД-2200	Олепегорская	35	287	8,2
	Магнитогорская	50	455	9,1
	Магнитогорская	50	462	9,2
	Фабрика № 1	25	250	10,0
	Фабрика № 3	17	169	10,0
	Фабрика № 6 (сульфидная)	25	250	10,0
	ЮГОК-1 (КСД-2200Б)	25	255	10,2
	НКГОК (КСД-2200Б)	35	362	10,3
	ЦГОК (КСД-2200А)	12	125	10,4
	Фабрика № 5	30	312	10,4
	Качканарская	30	318	10,6
	ЮГОК-2	25	275	11,0
	Соколовско-Сарбайская	30	340	11,3
	В среднем	—	—	10,2

(или удельная производительность, отнесенная к 1 *мм* ширины разгрузочного отверстия) для КМД-1200, КМД-1750 и КМД-2200 принималась заводами соответственно: $q_3 = 4$; 8 и 15 *м³/мм·ч*.

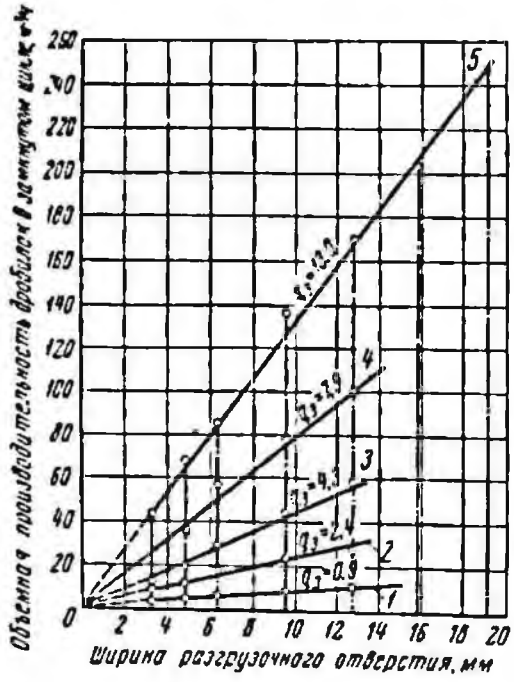


Рис. 114. Производительность короткоконусных дробилок типа Саймонса при работе в замкнутом цикле (отверстия сетки грохота равны ширине разгрузочного отверстия b_0):
1 — 610 *мм*; *2* — 915 *мм*; *3* — 1220 *мм*; *4* — 1680 *мм*; *5* — 2135 *мм*

Данные о производительности дробилок мелкого дробления типа Саймонса (короткоконусных) показаны на рис. 114. Производительность дробилки относится к случаю работы ее также в замкнутом цикле с грохотом, сито которого имеет квадратные отверстия, равные ширине разгрузочного отверстия.

Все графики представляют собой прямые, проходящие через начало координат и соответствуют следующей зависимости:

$$Q_3 = q_3 b_0, \ м^3/ч. \qquad (193)$$

Из сопоставления рис. 114 и 111 видно, что для всех короткоконусных дробилок (за исключением дробилки 2′) нагрузки q_3 принимаются на 25—30% больше, чем q_1 для стандартных дробилок Саймонса: для дробилок 915 *мм* (3′), 1220 *мм* (4′), 1680 *мм* (5½′) и 2135 *мм* (7′) отношение $\frac{q_3}{q_1}$ составляет соответственно 2,4/2 = 1,2; 4,3/3,5 = = 1,23; 7,9/6,2 = 1,27; и 13/10 = 1,3. При этом отношение мощности электродвигателя к нагрузке $\left(\frac{N_{дв}}{q_3}\right)$ не остается постоянным, а понижается по мере увеличения размера дробилки.

Во многих случаях дробилки КМД работают не в замкнутом, а в открытом цикле. В связи с этим необходимы систематизированные данные для определе-

Таблица 63

Расчетные параметры дробилок КМД

Параметры	Диаметры дробилок КМД, мм			
	1200	1750	2200	2500
Параметр D^2n_0	374	750	1090	1250
Удельная производительность в открытом цикле, $м^3/мм \cdot ч$:				
по ГОСТ 6937—69 (в скобках по технической характеристике УЗТМ) q_1'	8	15	30	(24)
расчетная по формуле (195) q_1	8,5	16	25	28
Мощность электродвигателя паспортная и по ГОСТ 6937—69. $N_{дв}$, $квт$	75	160	250	320
Отношение:				
$\frac{N_{дв}}{D^2n_0}$	0,201	0,213	0,229	0,256
$\frac{N_{дв}}{q_1'}$	9,4	10,6	8,3	13,3
$\frac{q_1'}{D^2n_0}$	0,021	0,020	0,027	0,019

ния производительности без замыкания цикла.

Сопоставление производительности дробилок КМД, фактически достигаемой в открытом цикле, с производительностью, принятой для замкнутого цикла ранее показало, что первая примерно в 2 раза больше второй (так как циркулирующая нагрузка при равенстве размеров отверстий сетки грохота и ширины отверстия дробилки составляет около 100%). На этом основании в ГОСТ 6937—69 (рис. 115) для открытого цикла принята удельная производительность примерно в 2 раза больше, чем для замкнутого (см. табл. 55), а именно: $q_1' = 8\ м^3/мм \cdot ч$ для КМД-1200; $q_1' = 15\ м^3/мм \cdot ч$ для КМД-1750 и $q_1' = 30\ м^3/мм \cdot ч$ для КМД-2200.

Сопоставление удельной производительности с параметрами механического режима приведено в табл. 63, из которой видно, что для КМД-2200 (при $n_0 = 224$ качаний в минуту) предпочтительнее принимать

$$q_1' = 0{,}023 D^2 n_0 = 0{,}023 \cdot 1090 \approx 25\ м^3/мм \cdot ч\ *. \quad (194)$$

Соответствующая прямая нанесена на рис. 115 пунктиром.

Значения расчетной удельной производительности, соответствующей формуле [100]

$$q_1 = (0{,}021 \div 0{,}023)\, D^2 n_0,\ м^3/мм \cdot ч, \quad (195)$$

приведены в табл. 63.

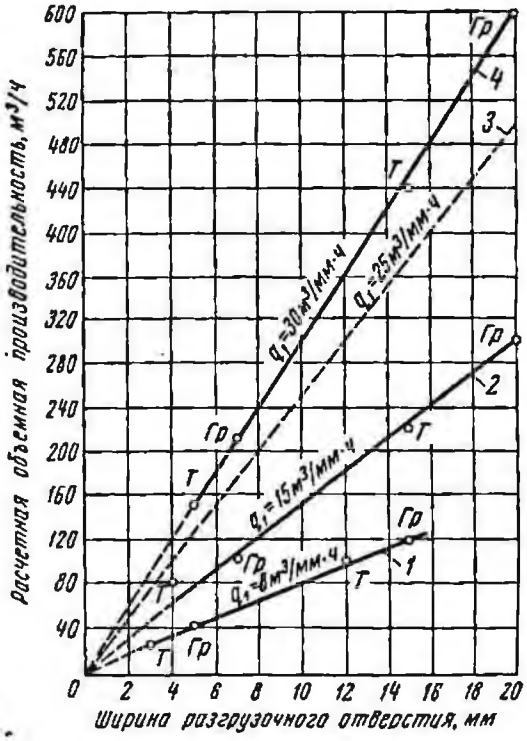


Рис. 115. Объемная производительность дробилок КМД в открытом цикле: (по ГОСТ 6937—69):
1 — КМД-1200; *2* — КМД-1750; *3* — КМД-2200 (расчетная); *4* — КМД-2200 по ГОСТу при повышенной скорости вращения

* Удельная производительность по ГОСТу $q_1 = 30\ м^3/мм \cdot ч$ может быть достигнута при увеличении числа качаний конуса до $n_0 \approx 240$ в минуту.

Таблица 64

Средняя фактическая производительность дробилок КМД, работающих в открытом цикле

Типоразмер дробилки	Фабрика	Ширина разгрузочного отверстия $b_в$, мм	Средняя объемная производительность	
			общая $Q_в$, м³/ч	удельная (на 1 мм ширины отверстия) q_1, м³/мм·ч
КМД-1200	Катанглинская	5	21	4,2
	Коксуйская	7	30	4,3
	Ачисайская	8	44	5,5
	Фабрика № 4	6	42	7,0
	Красноречинская	5	37,5	7,5
	Лебединская	6	56	9,3
	В среднем	—	—	6,1
КМД-1650 и КМД-1750	Фабрика № 3	6	47	7,9
	Золотушинская	6	49	8,2
	Миргалимсайская	5	41,3	8,3
	КМА, фабрика № 1	6	51	8,5
	Березовская	5	45	9,0
	Мизурская	7	64	9,2
	Белоусовская	10	100	10,0
	Златоустовская ДОФ № 2	5	52,5	10,5
	Сихалийская	5	57	11,4
	Азербайджанского ГОК	10	114	11,4
	Кафанская	6	75	12,5
	Тупикская	6	75	12,5
	В среднем	—	—	10,1
КМД-2200	Соколовская	6	112	18,7
	ЦГОК	5	100	20,0
	Лебединская ДСФ № 1	5	111	22,2
	НКГОК	6	136	22,7
	ЮГОК-1	7	177	25,3
	Качканарского ГОК	6	159	26,5
	Гороблагодатская	5	138	27,6
	ЮГОК-2	7	210	30,0
	Джезказганская	8	250	30,0
	В среднем	—	—	25,0

Полная расчетная производительность дробилки КМД определяется по формуле

$$Q_{\text{расч}} = K_f Q_0 = K_f q_1 b_0,\ м^3/ч, \quad (196)$$

где K_f — поправочный коэффициент на крепость руды (см. табл. 45).

Например, для железистых кварцитов Кривого Рога ($f = 15 \div 18$) дробилка КМД-2200 при $b_0 = 7$ *мм* должна иметь в открытом цикле среднечасовую производительность

$$Q_{\text{расч}} = K_f q_1 b_0 = 0{,}95 \cdot 25 \cdot 7 = 166\ м^3/ч.$$

По данным испытаний фактическая производительность составляет 177 $м^3/ч$ (табл. 64).

Данные о средней фактической производительности дробилок КМД, работающих в открытом цикле, приведены в табл. 64.

Типовые характеристики крупности продуктов дробления КМД **в открытом цикле** показаны на рис. 116; характеристики крупности некоторых руд — на рис. 117.

При работе короткоконусной дробилки **в замкнутом** цикле с грохотом заметно повышается «выпуклость» характеристики крупности продукта дробления по сравнению с типовой.

Если взамен «коэффициента закрупнения» $\left(K_з = \frac{d_н}{b_0}\right)$, определяемого по типовым характеристикам, принять в основу расчета обратную ему величину $\left(\frac{b_0}{d_н}\right)$, то для разных по твердости руд получаются значения (в процентах), приведенные в табл. 65 [95].

При замыкании цикла дробилку, имеющую разгрузочную щель b_0, компонуют с грохотом, сетка которого может иметь размер ячеек a. Значения отношений $\frac{b_0}{d_н}$ и $\frac{b_0}{a}$ могут быть использованы для определения циркулирующей нагрузки C при разных вариантах подачи питания [см. формулу (201)]. Возможны два варианта.

Вариант I. Работа с подачей питания непосредственно в дробилку и поверочным (контрольным) грохочением выдаваемого ею продукта (рис. 118, *а*).

Весь надрешетный продукт грохота в количестве S_0, $м^3/ч$, представляет собой оборотную струю. Отношение количества надрешетного продукта S_0 к готовому Q_0, выраженное в процентах, определит циркулирующую нагрузку замкнутого цикла

$$C = \frac{S_0}{Q_0} 100\%. \quad (197)$$

Всего в дробилку поступает

$$S = (Q_0 + S_0)$$

$$S = Q_0\left(1 + \frac{C}{100}\right),\ м^3/ч.$$

Вариант II. Работа с подачей питания **на предварительное грохочение**, с которым совмещено поверочное грохочение продукта дробления (рис. 118, *б*). Для определения циркулирующей нагрузки необходимо заменить реальную схему (рис. 118, *б*) фиктивной (рис. 118, *в*), где операции грохочения разделены.

На сетке с ячейками a (*мм*) в первой и во второй операциях грохочения отсеется, под-

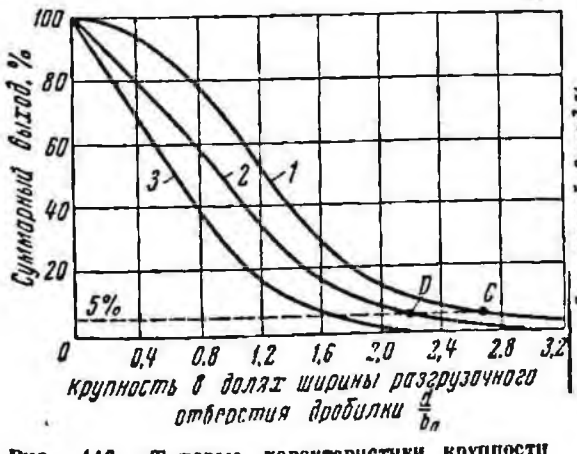


Рис. 116. Типовые характеристики крупности продуктов дробления КМД в открытом цикле (по К. А. Разумову):

1 — руда твердая (крепкая); *2* — то же, средней твердости; *3* — то же, мягкая (некрепкая)

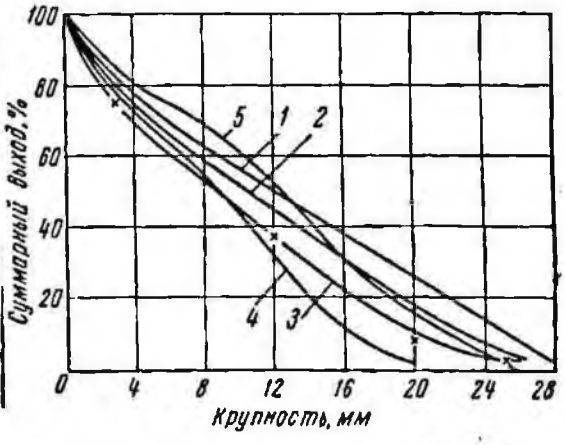


Рис. 117. Характеристики крупности продуктов дробления КМД-2200:

1 — НКГОК при $b_0 = 11$ *мм*; *2* — ЮГОК при $b_0 = 10$ *мм*; *3* — ЮГОК при $b_0 = 6$ *мм*; *4* — руда СУМЗа при $b_0 = 8$ *мм*; *5* — джезказганская руда при $b_0 = 7$ *мм*

Таблица 65

Соотношение между шириной разгрузочного отверстия b_0 дробилки КМД и номинальным диаметром $d_н$ наибольших кусков в продукте дробления

Параметры	Типы руд			
	мягкие (некрепкие)	средней твердости (средней крепости)	твердые (крепкие)	весьма твердые (особо крепкие)
Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова f	5—10	10—15	15—18	18—20
Отношение:				
$\frac{d_н}{b_0}$	2,5	3	3,5	4,5
$\frac{b_0}{d_н}$, %	40	35	28	22

решетный продукт крупностью $-a+0$ мм. Обозначая содержание его в исходном питании через α_0 (доли единицы), а точность отсева в первом предварительном грохочении — через e (доли единицы), найдем, что после первого грохочения (см. рис. 118, *а*) выделится готовый продукт в количестве

$$Q_1 = e\alpha_0 Q_0, \ м^3/ч.$$

В дробилку поступает надрешетный продукт первого грохочения в количестве S_1, причем

$$S_1 = Q_0 - Q_1 = Q_0(1 - e\alpha_0), \ м^3/ч. \quad (198)$$

Кроме того, в дробилку попадает оборотный продукт S_2 (надрешетный продукт контрольного грохота). При установившемся режиме из поверочного грохочения

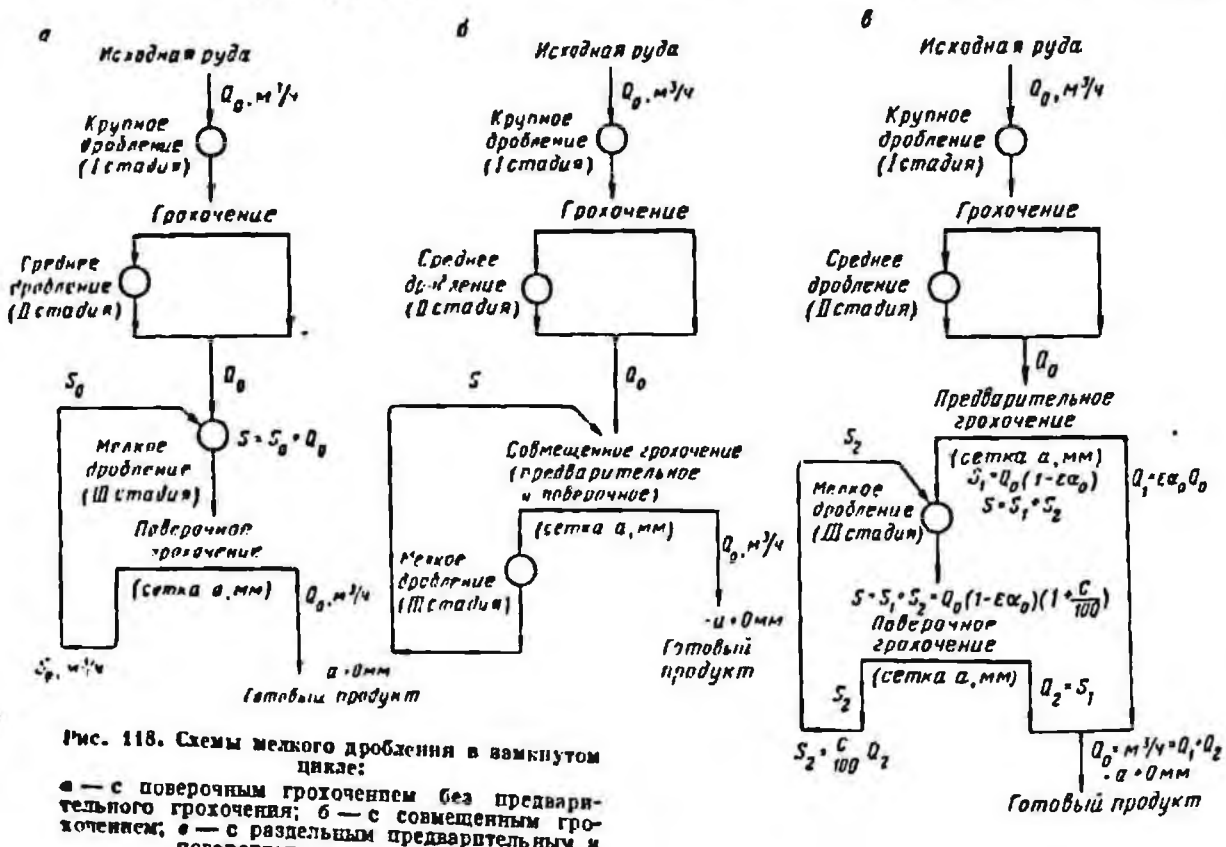


Рис. 118. Схемы мелкого дробления в замкнутом цикле:

а — с поверочным грохочением без предварительного грохочения; *б* — с совмещенным грохочением; *в* — с раздельным предварительным и поверочным грохочением

будет выдано такое количество готового продукта Q_2, какое было подано в дробилку, т. е. $Q_2 = S_1$, причем $Q_1 + Q_2 = Q_0$.

Циркулирующая нагрузка замкнутого цикла определится отношением второго надрешетного продукта S_2 ко второму подрешетному Q_2 (количество которого в свою очередь равно первому надрешетному)

$$C = \frac{S_2}{Q_2} 100 = \frac{S_2}{S_1} 100\%.$$

После подстановки значения S_1 из выражения (198) будем иметь:

$$C = \frac{S_2}{S_1} 100 = \frac{S_2}{Q_0(1-\varepsilon\alpha_0)} 100\%.$$

Отсюда

$$S_2 = \frac{C}{100} Q_0(1-\varepsilon\alpha_0), \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (199)$$

Соединяя обе раздельные операции грохочения (см. рис. 118, *в*) в одну реальную (см. рис. 118, *б*), определяем суммарную загрузку дробилки

$$S = S_1 + S_2 =$$

$$= Q_0(1-\varepsilon\alpha_0) + \frac{C}{100} Q_0(1-\varepsilon\alpha_0)$$

или

$$S = Q_0(1-\varepsilon\alpha_0)\left(1+\frac{C}{100}\right). \quad (200)$$

Для ориентировочного определения циркулирующей нагрузки C, входящей в уравнения (197) и (200), может быть использована приближенная формула [92]

$$C = 5\left(\frac{b_0}{a} - \frac{b_0}{d_н}\right), \%, \quad (201)$$

где обе дроби $\frac{b_0}{a}$ и $\frac{b_0}{d_н}$ берутся в процентах. Например: $f = 19$, $b_0 = 7$ *мм*; $a = 20$ *мм*; $\frac{b_0}{a} = 35\%$.

По табл. 65 $\frac{b_0}{d_н} = 25\%$ и по формуле (201) $C = 5(35-22) = 65\%$.

§ 48. Сопряжение дробилок при стадиальном дроблении

При двух- и многостадиальных схемах дробления щековые и конусные дробилки сочетаются на обогатительных и дробильно-сортировочных фабриках в различных вариантах [89].

Двухстадиальные схемы используются на дробильно-сортировочных фабриках (ДСФ) для богатых железных руд, не нуждающихся в обогащении (рис. 119), а также на дробильно-обогатительных фабриках (ДОФ) с сухой магнитной сепарацией, когда готовой продукцией является кусковая руда и агломелочь.

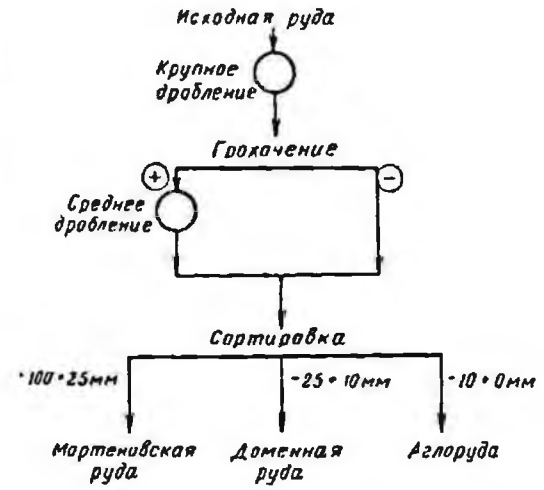


Рис. 119. Схема двухстадиального дробления дробильно-сортировочной фабрики (ДСФ)

Трехстадиальные схемы также применяются для ДОФ при сухой магнитной сепарации на одной из промежуточных стадий дробления. Тот или иной вариант выбирается в зависимости от крупности, при которой достигается раскрытие сростков [89].

На фабриках, обогащающих руды цветных металлов, как правило, применяется

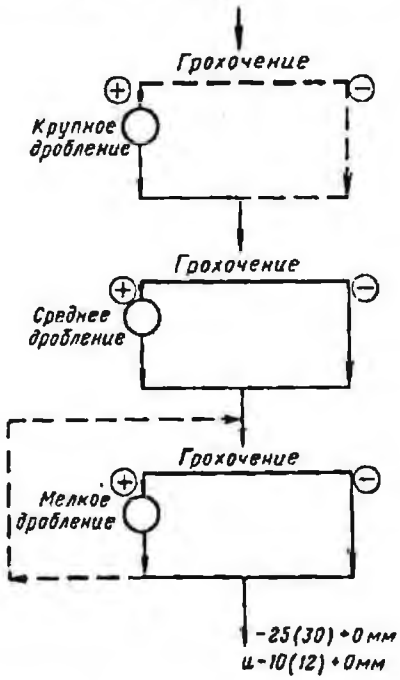


Рис. 120. Схемы трехстадиального дробления с открытым и замкнутым (показан пунктиром) циклами в III стадии

Данные по сопряжению дробл

Фабрики и год постройки	Характеристика руд	Производительность фабрики, тыс. т в сутки	I стадия				
			Тип дробилки	Диаметр основания дробящего конуса, мм	Количество дробилок, шт.	Ширина разгрузочного отверстия, мм	Производительность одной дробилки, т/ч
«Эль-Сальвадор» (Чили), 1959	Гранодиоритовые и кварцевые порфиры	22,0	Гирационная	760	2	—	675
«Майданек» (Югославия), 1957	Медно-порфировые тонковкрапленные	12,6	Гирационная (Аллис-Чалмерс, № 48—75)	1220	1	—	1000
«Сильвер-Белл» (США), 1954	Вкрапленная медно-порфировая	8,1	Гирационная (Трайлор)	1220	1	150	—
«Эспиранца» (США), 1959	Вкрапленная порфировая медно-молибденовая	10,8	Гирационная (Аллис-Чалмерс, № 48—75)	1220	1	—	900
«Мишо» (замкнутый цикл) (США) 1961	Медистые песчаники, вкрапленные, сульфидные	13,6	Гирационная (Трайлор)	1370	1	140	1690
«Такенала» (Чили), 1960	Медно-порфировые руды брекчиевидного строения	27,0	То же	1520	1	—	—
«Чуквикамата» (Чили), реконструкция, 1962	Гранодиоритовые и монацитовые порфиры	42,0	Гирационная (Аллис-Чалмерс № 60)	1520	1	—	1700

Таблица 66

лок на зарубежных фабриках

II стадия					III стадия				
Тип дробилки	Диаметр основания дробящего конуса, мм	Количество дробилок, шт.	Ширина разгрузочного отверстия, мм	Производительность одной дробилки, т/ч	Тип дробилки	Диаметр основания дробящего конуса, мм	Количество дробилок, шт.	Ширина разгрузочного отверстия, мм	Производительность одной дробилки, т/ч
Стандартная конусная дробилка Саймонса	2135	2	32	~ 680	Короткоконусная дробилка Саймонса	2135	4	10	~ 250
«Гидрокон» (Аллис-Чалмерс, № 17—84)	2135	1	38	600	«Гидрокон» (Аллис-Чалмерс, № 5—48)	2135	2	11	200
Стандартная конусная дробилка Саймонса	2135	1	32	~ 460	Короткоконусная дробилка Саймонса	2135	2	6,0	~ 180
«Гидрокон» (Аллис-Чалмерс, № 17—84)	2135	1	—	640	«Гидрокон» (Аллис-Чалмерс, № 5—84)	2135	2	—	320
Стандартная конусная дробилка Саймонса	2135	2	22	440	Короткоконусная дробилка Саймонса	2135	2	8	328
То же	2135	2	30	816	То же	2135	4	—	440
»	2135	3	—	~ 800	»	2135	6	—	~ 320

трехстадиальная схема с открытым или с замкнутым циклом в последней стадии (рис. 120).

Четырехстадиальные схемы применяются на фабриках, обогащающих крепкие магнетитовые руды.

Данные по сопряжению дробилок на ряде зарубежных фабрик приведены в табл. 66.

Глава XII

Валковые, молотковые и роторно-билльные дробилки

§ 49. Валковые дробилки

В зависимости от назначения применяются валковые дробилки следующих типов:

одновалковые — для дробления агломерата и угля;

двухвалковые с зубчатыми валками — для дробления угля и мягких пород;

двухвалковые с гладкими и рифленными валками — для дробления горных пород и руд;

четырехвалковые с гладкими валками — для дробления кокса и известняка (на аглофабриках).

Одновалковые дробилки для агломерата выпускаются трех типоразмеров в зависимости от площади агломерационной машины (табл. 67). Общий вид и разрез дробилки 1300 × 2700 *мм* показан на рис. 121.

Двухвалковые дробилки с зубчатыми валками применяются для угля и мягких пород (табл. 68). Обычно привод имеет только один валок, второй валок соединен с первыми зубчатыми колесами с удлиненными зубьями, позволяющими раздвигать валки без нарушения зацепления (рис. 122).

Окружная скорость валков находится в пределах $v = 1{,}65 \div 3{,}15$ *м/сек*.

Расчетная мощность электродвигателя приблизительно пропорциональна длине валков L и окружной скорости $v = \frac{\pi D n}{60}$

$$N_{дв} \approx 19{,}1 L v, \text{ кет}, \qquad (202)$$

где длина L валков берется в *м*, скорость v — в *м/сек* [95].

Сопоставление расчетных и паспортных данных приведено в табл. 68.

Размер наибольших кусков в продукте дробления принимается равным ширине b отверстия в разомкнутом положении валков, причем $b = 1{,}5\, b_0$, где b_0 — ширина отверстия на холостом ходу

$$d_{max} \approx b \approx 1{,}5 b_0. \qquad (203)$$

Таблица 67

Основные параметры одновалковых дробилок

Параметры	Шифр дробилки		
	ДО-1200×2100	ДО-1300×2700	ДО-1300×4200
Размеры ротора (звездочки) $D \times L$, *мм*	1200×2100	1300×2700	1300×4200
Скорость вращения ротора n, *об/мин*	3,2	4,65	3; 4; 5; 6; 9 *
Размеры наибольших кусков питания (агломерата), *мм*	250×1000×2000	250×1300×2500	400×1500×4000
Размер кусков продукта дробления, *мм*	200	200	200
Производительность (ориентировочная) Q, *т/ч*	80	До 200	800—900
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *кет*	30	55	40; 60; 90; 125 *
Масса дробилки без электрооборудования, *т*	22,3	26,9	52
Завод-изготовитель	Волгоцеммаш		

* В зависимости от числа оборотов четырехскоростного электродвигателя.

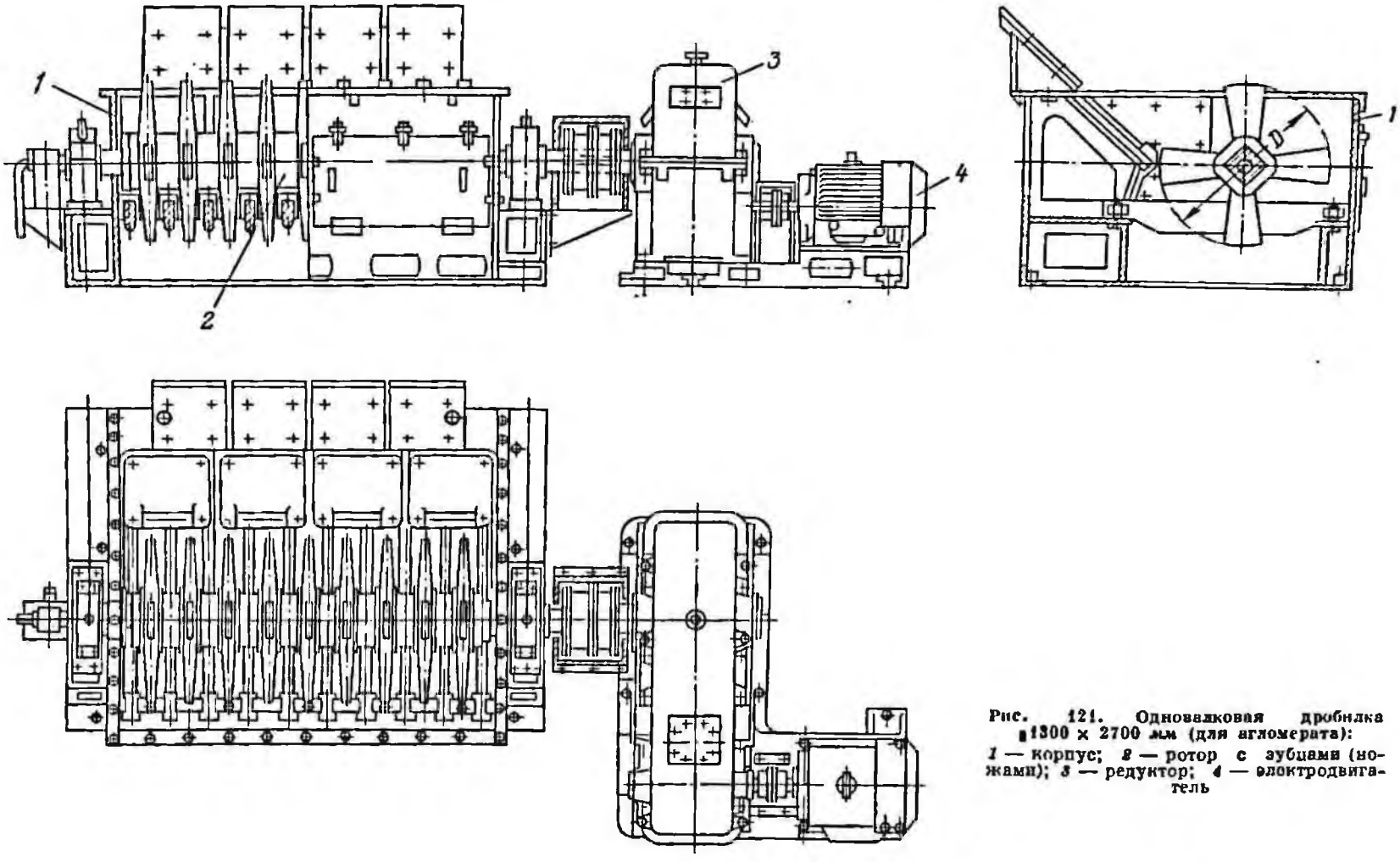


Рис. 121. Одновалковая дробилка ⌀1300 × 2700 мм (для агломерата):
1 — корпус; *2* — ротор с зубцами (ножами); *3* — редуктор; *4* — электродвигатель

Основные параметры двухвалковых дробилок с зубчатыми

Параметры	По ГО	
	ДДЗ-4	ДДЗ-6
Размеры валков $D \times L$, *мм*	400×500	630×800
Скорость вращения n, *об/мин*	64	50
Окружная скорость валка v, *м/сек*	1,51	1,65
Максимальная крупность кусков, *мм*:		
питания	100×200×300	400×500×600
дробленого продукта	25 50 75 100	50 75 100 125 (150)
Ориентировочная производительность при дроблении угля, *т/ч*	20 35 45 50	60 80 100 125 (150)
Мощность электродвигателя, *квт*:		
рассчитанная по формуле (202) $N_{дв}$	14	25
По ГОСТу, не более	10	20
паспортная $N_{пасп}$	11	20
Масса дробилки без электрооборудования, *кг*	(3300)	12000 (11 200)
Завод-изготовитель	Ясиноватский маши	

Расчетная весовая производительность пропорциональна площади отверстия $F = Lb$ ($м^2$) и окружной скорости v (*м/сек*)

$$Q = 3600 Lbv\mu\delta,\ т/ч, \qquad (204)$$

где μ — коэффициент разрыхления: $\mu = 0{,}33 - 0{,}0005\ d$, (если d в *мм*);
δ — объемный вес, $т/м^3$ (для угля $\delta \approx 0{,}8\ т/м^3$).

Производительность по каталожным данным и ГОСТа (см. табл. 68) удовлетворительно согласуется с формулой (204).

Двухвалковые дробилки с гладкими валками (по ГОСТ 8139—69) предназначены для среднего и мелкого (сухого и мокрого) дробления рудных и нерудных материалов средней твердости и крепких с пределом прочности на сжатие до 4000 *кгс/см²*; двухвалковые дробилки с рифлеными валками (по ГОСТ 7243—54)— для среднего дробления горных пород с пределом прочности на сжатие до 2500 *кгс/см²*.

Степень дробления принимается при дроблении твердых пород до 4, слабых и мягких — до 10.

Технологическим преимуществом валковых дробилок является незначительный выход мелких фракций в готовом продукте вследствие того, что дробление производится однократным раздавливанием материала и при его минимальном истирании. Дробилки просты по конструкции, занимают мало места по высоте, надежны в эксплуатации.

К недостаткам валковых дробилок относятся: низкая производительность, большой удельный расход электроэнергии, относительно большое количество удлиненных плоских кусков в продукте дробления, неравномерный и быстрый износ бандажей валков.

Валковые дробилки, как с гладкими, так и с зубчатыми валками применяются на обогатительных фабриках для дробления глинистых и влажных железных и марганцевых руд. Например, на Камыш-Бурунской обогатительной фабрике для дробления табачных и коричневых руд влажно-

валками по ГОСТ 12 237—66 и по паспортным данным

Таблица 68

Шифр дробилки				
СТу				Вне ГОСТа
ДДЗ-10	ДДЗ-16	ДДЗЗ-9×9	ДДЗЗ 15×12	ДДЗ-500×6
1000×1250 36 1,9	1600×2000 41 3,42	900×900 42 2,0	1500×1200 40 3,15	900×900 40 2,1
400×600×1000 100 125 150 200	1200×1300×1300 200 300	250 360 250 40 75 100	До 900 15 100 150	До 360 20
125 — — 320	650 1000	120 (уголь) 60 (кокс) | 120 (уголь) 70 (кокс)	До 150	30
45 55 — —	180 315 320 124 000 (119 200)	34 — 40 13 311	72 — 75 32 000	36 — 30 6510
Построительный завод		Сызранский завод тяжелого машиностроения (СЗТМ)	Волгоцеммаш	Костромской завод «Стромашина»

стью до 25% применяются дробилки: на I стадии — валковые зубчатые, а на II — валковые с гладкими валками 1500×600 *мм* (дробление до крупности 5—8 *мм*).

Применение валковых дробилок вместо стержневых мельниц перспективно для дробления оловосодержащих руд до крупности —2 + 0 *мм*. Такая замена позволяет уменьшить выход мелкого труднообогатимого класса (—0,074 *мм*) и повысить извлечение олова.

На фабриках, перерабатывающих асбестовые руды, применяются двухвалковые дробилки с гладкими валками, имеющими неодинаковую окружную скорость (разность скоростей 14—20%). Они используются на I и II стадиях мелкого дробления (крупность от 25—50 до 2—20 *мм*) и позволяют сохранить текстуру асбеста.

Валковые дробилки применяются на заводах строительных материалов, а также в различных областях химической промышленности.

Основные параметры двухвалковых и четырехвалковых дробилок приведены в табл. 69; общий вид двухвалковой дробилки 1500×600 *мм* показан на рис. 123, а четырехвалковой — на рис. 124.

Окружная скорость валков *v* зарубежными фирмами принимается: при мелком дроблении 3—4 *м/сек*, при крупном 5—6 *м/сек* (рис. 125), причем скорость остается практически одинаковой для всех типоразмеров дробилок данной фирмы. Для отечественных дробилок окружная скорость выбирается заводами переменной (см. «СЗТМ» на рис. 125). В составленном Механобром проекте ГОСТ 8139—72 приняты три основных ступени окружной скорости: наименьшая — 3 *м/сек*, средняя — 4,5 *м/сек* и наибольшая — 6 *м/сек* (см. табл. 70). Возможны и промежуточные значения.

Угол захвата. Для возможности захвата гладкими валками шарообразных кусков необходимо соблюдать условие: суммарное трение должно быть больше выталкивающей силы (рис. 126, *а*)

$$2fP\cos\alpha \geqslant 2P\sin\alpha. \qquad (205)$$

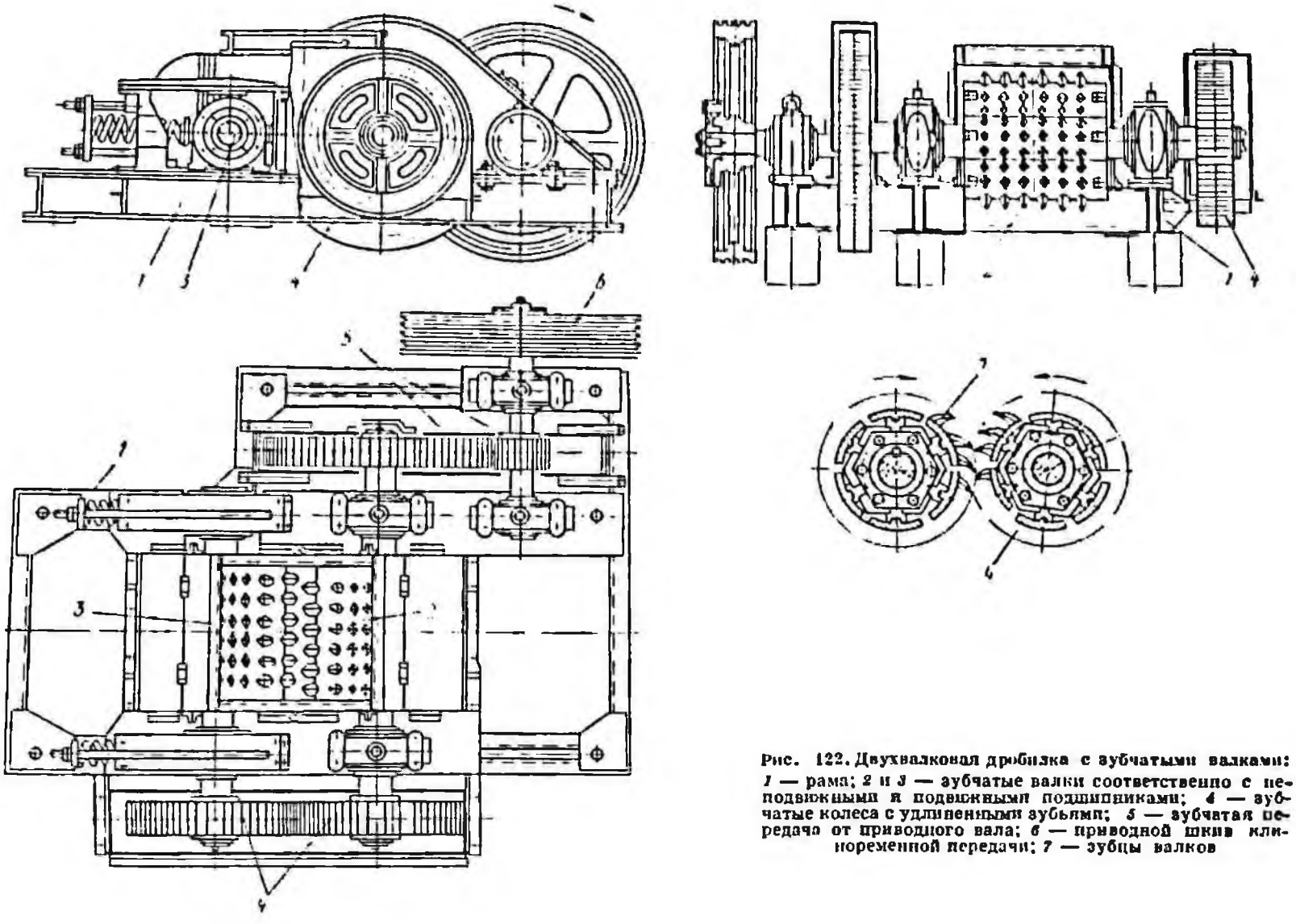


Рис. 122. Двухвалковая дробилка с зубчатыми валками:
1 — рама; *2* и *3* — зубчатые валки соответственно с неподвижными и подвижными подшипниками; *4* — зубчатые колеса с удлиненными зубьями; *5* — зубчатая передача от приводного вала; *6* — приводной шкив клиноременной передачи; *7* — зубцы валков

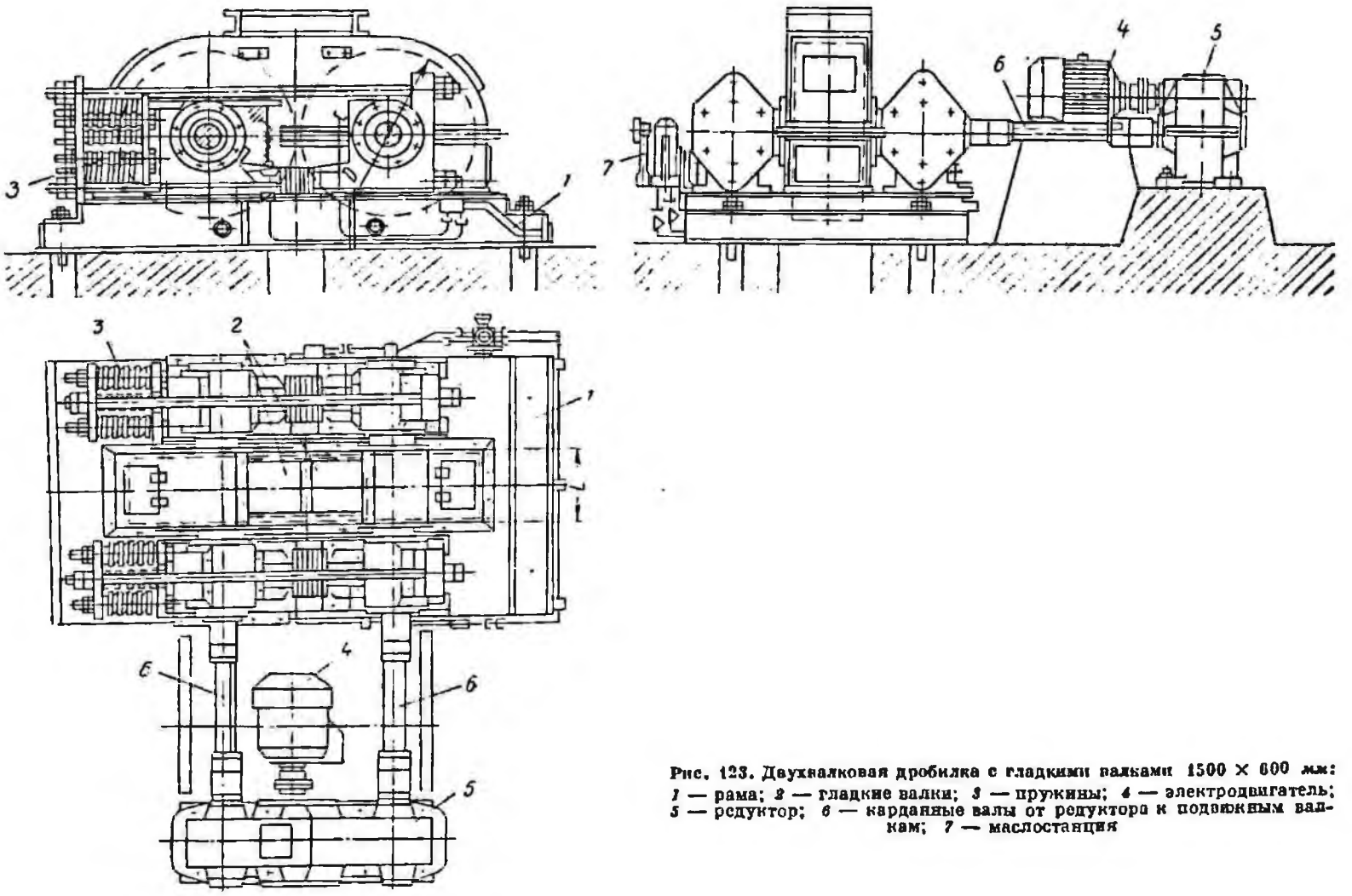


Рис. 123. Двухвалковая дробилка с гладкими валками 1500 × 600 мм:
1 — рама; *2* — гладкие валки; *3* — пружины; *4* — электродвигатель; *5* — редуктор; *6* — карданные валы от редуктора к подвижным валкам; *7* — маслостанция

Если вместо коэффициента трения f ввести в формулу угол трения φ, где $\varphi = \operatorname{arc\,tg} f$, то из нее следует, что

$$\alpha \leqslant \varphi. \qquad (206)$$

Следовательно, угол захвата должен быть менее угла трения. Для большинства руд и пород коэффициент трения о сталь $f \approx 0{,}3$—$0{,}4$, а угол трения — $\varphi = 16 \div 22°$.

Диаметр d наибольшего куска не должен превосходить некоторого предела. Как видно из рис. 126, *а*, при захвате куска имеет место геометрическое соотношение

$$\frac{D}{2} + \frac{b}{2} = \left(\frac{D}{2} + \frac{d}{2}\right)\cos\alpha,$$

откуда

$$d = \frac{D(1-\cos\alpha)+b}{\cos\alpha}, \qquad (207)$$

где D — диаметр валка;
α — угол захвата;
b — ширина разгрузочного отверстия.

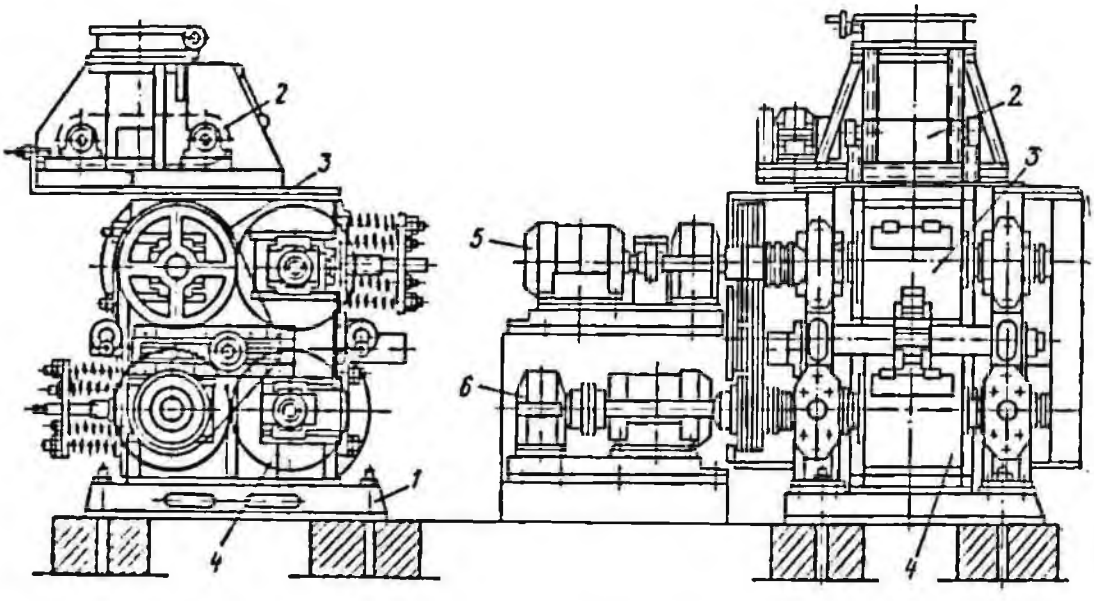
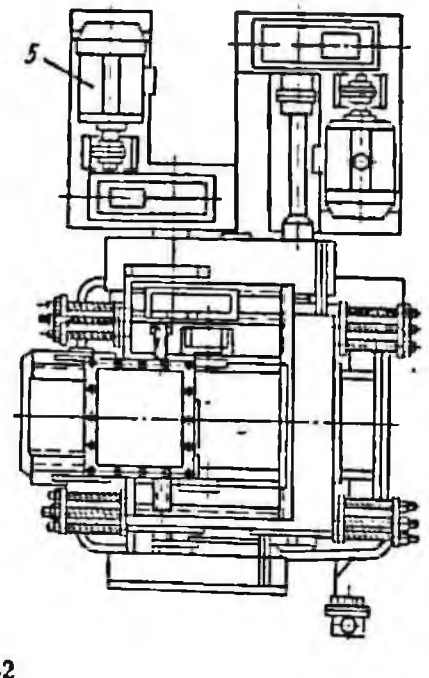


Рис. 124. Четырехвалковая дробилка:
1 — рама; *2* — питатель; *3* и *4* — соответственно верхняя и нижняя пара валков; *5* и *6* — электродвигатели соответственно для верхних и нижних валков



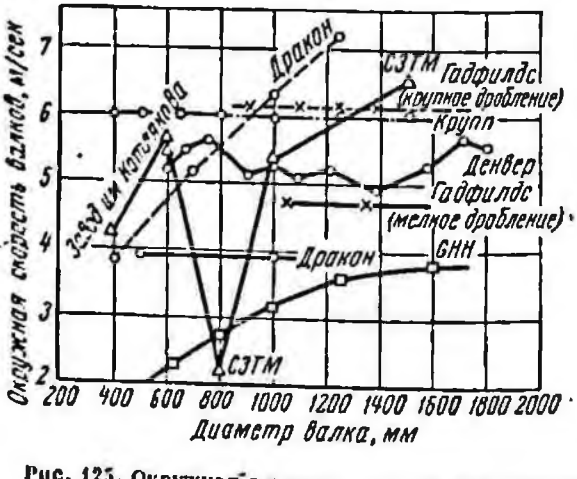


Рис. 125. Окружная скорость валков двухвалковых дробилок

При условии, что угол захвата α равен углу трения φ, причем коэффициент трения $f = 0{,}33$ (угол трения $\varphi = 13°$; $\cos\varphi = 0{,}95$), последнее уравнение принимает вид

$$d_{max} \approx \frac{D}{20}, \qquad (208)$$

т. е. диаметр наибольшего куска должен быть приблизительно в 20 раз меньше диаметра D валка.

Усилие пружин. Все захваченные валками куски материала подвергаются сжатию радиально направленными силами P_1, P_2, P_3, ..., P_n и увлекаются силами трения fP_1, fP_2, fP_3, ..., fP_n (рис. 126, *б*). Направленную вертикально вниз равнодействующую T всех сил трения можно рассматривать как окружное усилие, развиваемое рабочим (приводным) валком.

Сила T преодолевает сопротивление материала сжатию и раздавливанию. В первом приближении она пропорциональна усилию P пружин, сжимающих валки

$$T = kP, \qquad (209)$$

где k — коэффициент, аналогичный коэффициенту трения.

Рабочее усилие пружин считают пропорциональным площади продольного сечения валка

$$P = qDL, \qquad (210)$$

где q — расчетное удельное давление, *кгс/см²*.

В проекте ГОСТ 8139—72 принято удельное давление $q = 17$ *кгс/см²*. Большинство зарубежных фирм принимает то же удельное давление ($q \approx 17$ *кгс/см²*); отличаются только пружины фирмы «Дракон», у которых давление повышено пропорционально большей мощности электродвигателей. Отсюда среднее погонное давление p, т. е. отнесенное к единице длины валка, будет

$$p = \frac{P}{L} = qD = 17D, \text{ кгс/см}. \qquad (211)$$

Максимальное погонное давление на 1 *см* длины валка принимается вдвое большим (табл. 70)

$$p_{max} = 2p = 2qD = 34D, \text{ кгс/см}, \qquad (212)$$

где D — в *см*.

Мощность электродвигателя. Мощность электродвигателя валковой дробилки, пропорциональна расчетному окружному усилию T и окружной скорости

$$v = \frac{\pi Dn}{60}.$$

С учетом равенств (209) и (210) мощность электродвигателя составит

$$N_{дв} = kTv = kqDLv,$$

а с учетом мощности на холостой ход

$$N_{дв} = K_N DLv + N_{хол}, \qquad (213)$$

где K_N — коэффициент.

Линейная зависимость мощности электродвигателя от параметра DLv подтверждается кривыми (рис. 127), построенными по данным ряда машиностроительных заводов.

Параметры двухвалковых дробилок по проекту ГОСТ 8139—72 приведены в табл. 70, а четырехвалковых — в табл. 71. Мощность электродвигателя принята по теоретической формуле (213):

для малых двухвалковых дробилок ($D \leqslant 600$ *мм*) с **гладкими** и рифленными валками

$$N_{дв} \approx 15DLv, \text{ квт}, \qquad (214)$$

для больших ($D > 600$ *мм*)

$$N_{дв} = 8{,}2DLv + 10, \text{ квт}. \qquad (215)$$

Для **четырехвалковых** дробилок мощность электродвигателя берется меньше (см. табл. 70 и 71)

$$N_{дв} = (6 \div 7)\, DLv, \text{ квт}. \qquad (216$$

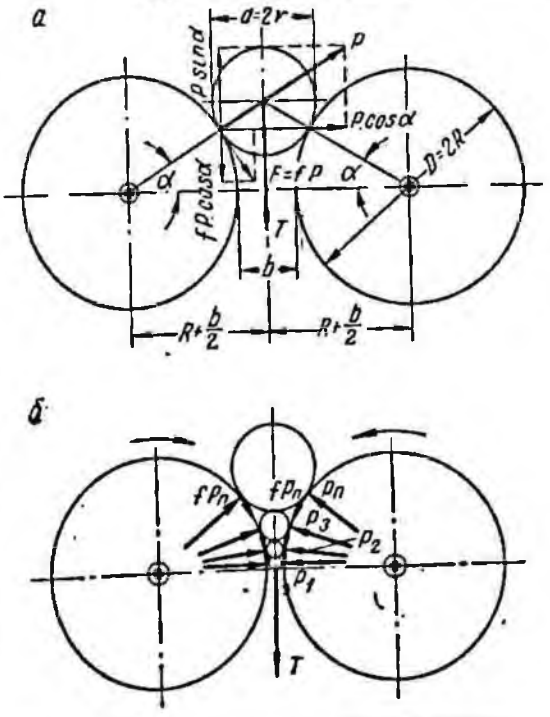


Рис. 126. Захват кусков гладкими валками

Основные параметры валковых дробилок

Параметры	двухвалковые лабораторные с гладкими валками	двухвалковые с рифлеными валками	
	Заводская марка		
	200×125	400×250	СМ-12А
Тип ведомого валка	Гладкий	Рифленый	
Тип ведущего валка	»	Рифленый или гладкий	
Размеры валков $D \times L$, *мм*	200×125	400×250	600×400
Скорость вращения n, *об/мин*	1200—1400	110	75
Максимальная крупность кусков, *мм*:			
питания	10	70	85
дробленого продукта	—	20	30
Максимальное давление пружин на 1 *см* длины валка p_{max}, *кгс*	—	708	455
Пределы регулирования отверстия, *мм*	0—10	5—20	10—30
Объемная производительность при дроблении материала средней твердости Q_0, *м³/ч*	До 0,5	До 18	От 8 до 25
Мощность электродвигателя, *квт*	0,6	7	22
Масса без электрооборудования, *т*	0,116	1,420	3,33
Завод-изготовитель	«Амурский металлист»	Костромской завод «Стромашина»	

Во всех формулах с (213) по (216) окружная скорость v соответствует максимальной скорости вращения валков; D и L — в *м*.

Производительность принимается прямо пропорциональной площади разгрузочного отверстия ($F = Lb$, *м²*) и окружной скорости валков v (*м/сек*)

$$Q_0 = 3600\mu Lbv, \ м^3/ч$$

или

$$Q_0 = 60\mu\pi DnLb, \ м^3/ч. \qquad (217)$$

Диаметр валка D, его длина L и ширина отверстия b даны в метрах.

Входящий в расчетную формулу (217) коэффициент разрыхления μ принимается заводами-изготовителями различным (в пределах $\mu = 0{,}24 \div 0{,}4$). В проекте ГОСТа принят коэффициент разрыхления $\mu = 0{,}25$.

Характеристики крупности продуктов дробления валковых дробилок показаны на рис. 128.

Эксплуатация валковых дробилок. Перед пуском валковой дробилки должен быть произведен ее осмотр и общая проверка, в частности, должна быть осмотрена загрузочная воронка и удалены куски оставшегося материала. Во время осмотра проверяют состояние системы смазки и натяжение приводных ремней.

лок с гладкими и рифлеными валками

Таблица 69

Дробилки				
двухвалковые с гладкими валками				четырехвалковые с гладкими валками
По ГОСТ 8139–56				
Г60×40	Г80×50	Г100×55	Г150×60	Четырехвалковые 900×700
Гладкий				
600×400 < 180(180)	800×500 <145(50)	1000×550 <125(100)	1500×600 <90(83)	900×700 Верхних — 116, нижних — 179
30 10	40 16	50 18	75 20	40 —
2000	3000	3000	4000	350
2—14	4—16	4—18	4—20	Верхних 10—40, нижних 2—10
От 4 до 28	От 11 до 44	От 12,8 до 57	От 15,2 до 76	При расстоянии между верхними валками 10 *мм* и нижними валками, 2,5 *мм* производительность до 26 $м^3/ч$
20(2×7,5)	40(28)	55 (46)	75 (55)	14/20 для верхних, 40 для нижних
3,4	12,5	15,9	32,4	29,1
Завод им. Котлякова (Ленинград)	Сызранский завод тяжелого машиностроения (СЗТМ)			Катав-Ивановский завод

Ширину разгрузочного отверстия регулируют установкой прокладок между корпусом подвижного подшипника и упором.

При работе дробилки необходимо следить за равномерной ее загрузкой.

Указания по смазке валковых дробилок приведены в табл. 72. Полная замена смазочных материалов и промывка подшипников производятся не реже одного раза в год.

Срок службы бандажей определяется объемом прошедшего через дробилки материала: от 3500 до 4500 $м^3$ — для прочных пород и от 4500 до 10 000 $м^3$ — для пород средней твердости и слабых (известняк).

Не рекомендуется допускать износ бандажей на толщину более чем 10—12 *мм*.

Планово-предупредительный ремонт выполняется по срокам, принятым для ремонта щековых дробилок (см. § 55).

§ 50. Молотковые дробилки

В табл. 39 принято разделение роторных дробилок на две подгруппы: А — с ударным ротором, Б — с безударным разгонным ротором (центробежные). В настоящее время серийно изготовляются только дробилки первой подгруппы [78].

К машинам с ударным ротором относятся три типа дробилок: молотковые

Таблица 70

Основные параметры двухвалковых дробилок по проекту ГОСТ 8139—72

Параметры	Дробилки с гладкими валками					Дробилки с рифлеными валками	
	ДГ 40×25	ДГ 60×40	ДГ 80×50	ДГ 100×55	ДГ 150×60	ДГР 40×25	ДГР 60×40
Размеры бандажей, *мм*:							
диаметр D	400	600	800	1000	1500	400	600
длина L	250	400	500	550	600	250	400
Наибольший размер загружаемых кусков, *мм*	20	30	40	50	75	40	60
Скорость вращения[1] валков n, *об/мин* . .	113—286	95—190	72—145	57—115	38—76	96—192	64—128
Давление на 1 *см* длины валка, *кгс/см*:							
рабочее p не менее	600	1000	1500	1700	2500	600	1000
максимальное P_{max} не более	1200	2000	3000	3400	5000	1200	2000
Пределы регулирования ширины отверстия, *мм*	2—12	2—14	4—16	4—18	4—20	5—20	10—30
Производительность дробилки[2], *м³/ч*, не менее:							
при наименьшей ширине отверстия	2,7	4,3	10,8	11 9	13,0	6,75	21,6
при наибольшей ширине отверстия	16,2	30,2	43,0	53,5	65,0	27,0	65,0
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*, не более	8,0	22,0	30,0	40,0	55,0	8,0	22,0
Масса дробилки без электродвигателя, m, не более	1,6	3,6	7,8	13,3	33	1,6	3,6

[1] Окружная скорость валков при наименьшей скорости вращения их составляет 3 *м/сек*, при наибольшей — 6 *м/сек*.

[2] Производительность дробилки указана при наибольшей окружной скорости валков и коэффициенте разрыхления 0,25.

с шарнирно подвешенными молотками (рис. 129, *а*), роторно-билльные с жестко закрепленными лопатками (биллами) (рис. 129, *б*) и стержневые дробилки (дезинтеграторы) (см. рис. 82, *ж*). Последние в настоящее время выходят из употребления.

Классификация молотковых дробилок [13] показана на рис. 130. Молотковые дробилки могут быть разделены на две группы — однороторные (рис. 130, *а*, *б*, *в*, *г*, *д*, *з*, *и*, *к*) и двухроторные (рис. 130, *е*, *ж*).

По направлению вращения ротора первые делятся на две основные разновидности: с нереверсивным ротором, вращающимся только в одну сторону (рис. 130, *а*, *б*, *в*, *г*, *д*), и с реверсивным ротором, способным вращаться в обе стороны (рис. 130, *з*, *и*, *к*).

Однороторные молотковые дробилки в большинстве случаев имеют колосниковые решетки, контролирующие крупность готового продукта (рис. 130, *а*, *б*, *в*, *з*).

Помимо однороторных изготовляются также двухроторные молотковые дробилки с колосниковыми решетками (рис. 130, *е*, *ж*). В самоочищающихся дробилках (рис. 130, *г*, *д*, *к*) колосниковые решетки заменяют подвижными отбойными плитами конвейерного типа. Такие дробилки успешно применяются для глинистых материалов (бокситы, бурые железняки).

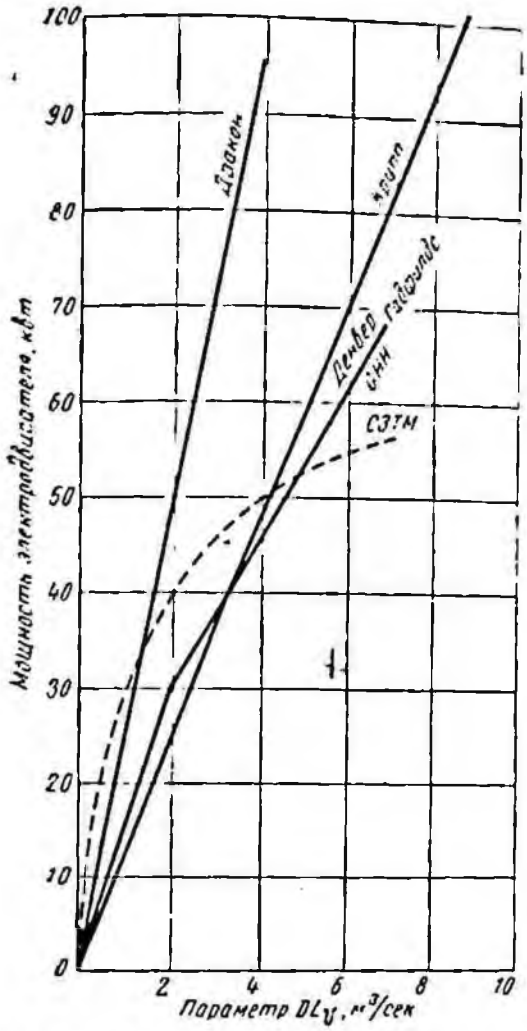


Рис. 127. Зависимость мощности электродвигателя от параметра валковой дробилки.

Таблица 71

Основные параметры четырехвалковой дробилки по проекту ГОСТ 8139—72

Параметры	Дробилка ДГВ 90×70	
	верхние валки	нижние валки
Размеры бандажей, *мм*:		
диаметр D	900	900
длина L	700	700
Скорость вращения валков n, *об/мин*	116	179
Окружная скорость v, *м/сек*	5,5	8,5
Давление на 1 *см* длины валка, *кгс*:		
рабочее p не менее . .	350	350
максимальное p_{max} не более	730	730
Пределы регулирования ширины отверстий, *мм*	10—40	2—10
Производительность при ширине отверстия между верхними валками — 10 *мм* и нижними — 2,5 *мм* *м³/ч*, не менее	26	
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*	14/20	40
Масса дробилки без электрооборудования, m, не более	29,1	

Примечание. Производительность дробилки указана для дробления кокса при максимальном размере загружаемых кусков — 40 *мм*.

Таблица 72

Смазка валковых дробилок

Смазываемые детали	Количество мест смазки	Смазочный материал	Способ смазки	Режим смазки
Подшипники приводного вала	1	Машинное масло или нигрол	Заливка до контрольного отверстия	Смена масла через 5 месяцев
Приводные зубчатые колеса	2	То же	То же	То же
Передаточные зубчатые колеса (с удлиненными зубьями)	2	»	»	»
Роликоподшипники неподвижного и подвижного валков	4	Солидол или констализ	Пресс-масленкой	Раз в 2 месяца
Втулки винтов, сжимающих пружину	2	Солидол или тавот	То же	Раз в неделю
Направляющие для корпусов подвижных подшипников	2	То же	Лопаткой	То же

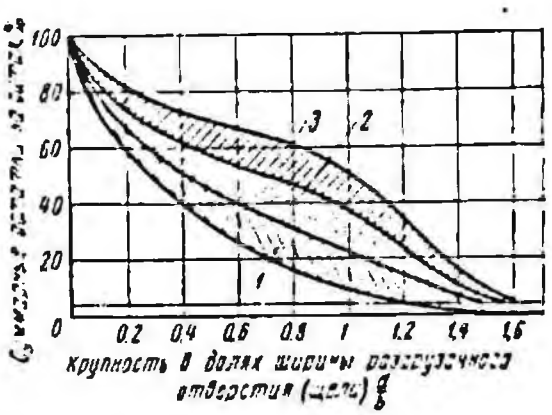


Рис. 128. Типовые характеристики крупности продуктов дробления валковых дробилок:
1 — мягкие руды; *2* — руды средней твердости *3* — твердые руды

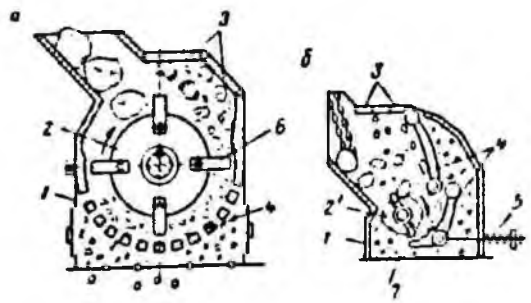


Рис. 129. Схемы роторных дробилок:
а — молотковая; *б* — роторно-бильная; *1* — корпус; *2* — ротор с молотками (рис. 129, *а*); *2'* — ротор с билами (рис. 129, *б*); *3* — отбойная плита; *4* — колосниковые решетки *5* — оттяжка колосниковой решетки; *6* — молоток; *7* — било

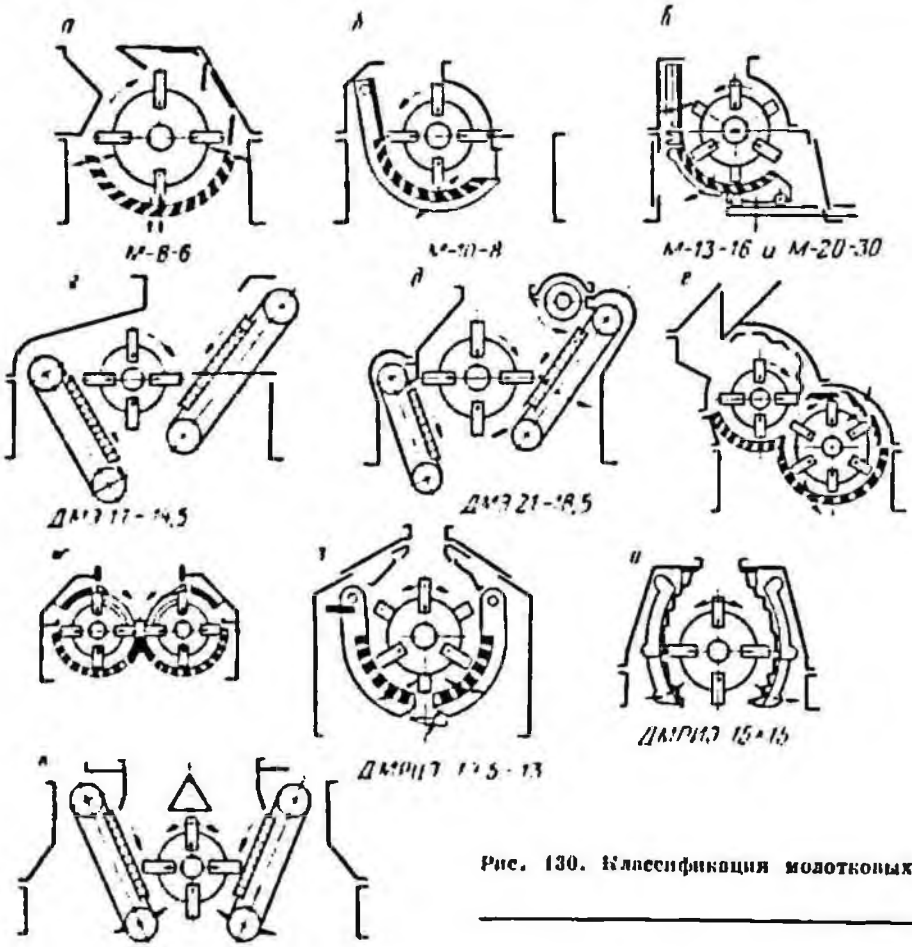


Рис. 130. Классификация молотковых дробилок

Основные параметры однороторных молотковых дробилок приведены в табл. 73.

Общий вид нереверсивной дробилки М-10-8 (по ГОСТ 7090—72) показан на рис. 131, реверсивной — на рис. 132, самоочищающейся — на рис. 133.

Указанные в табл. 73 молотковые дробилки применяются главным образом для работы в открытом цикле, в редких случаях они замыкаются на грохот. Однако на некоторых предприятиях требуется получение мелкого дробленого продукта, например, на агломерационных фабриках,

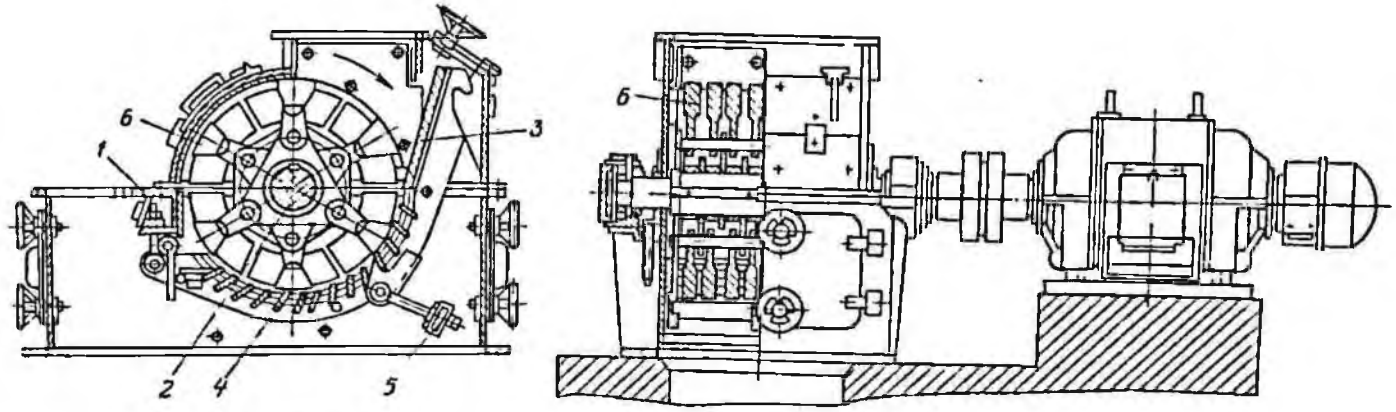


Рис. 131. Реверсивная молотковая дробилка 1000 × 800 мм (М-10—8 по ГОСТ 7090—64):
(позиции см. на рис. 129)

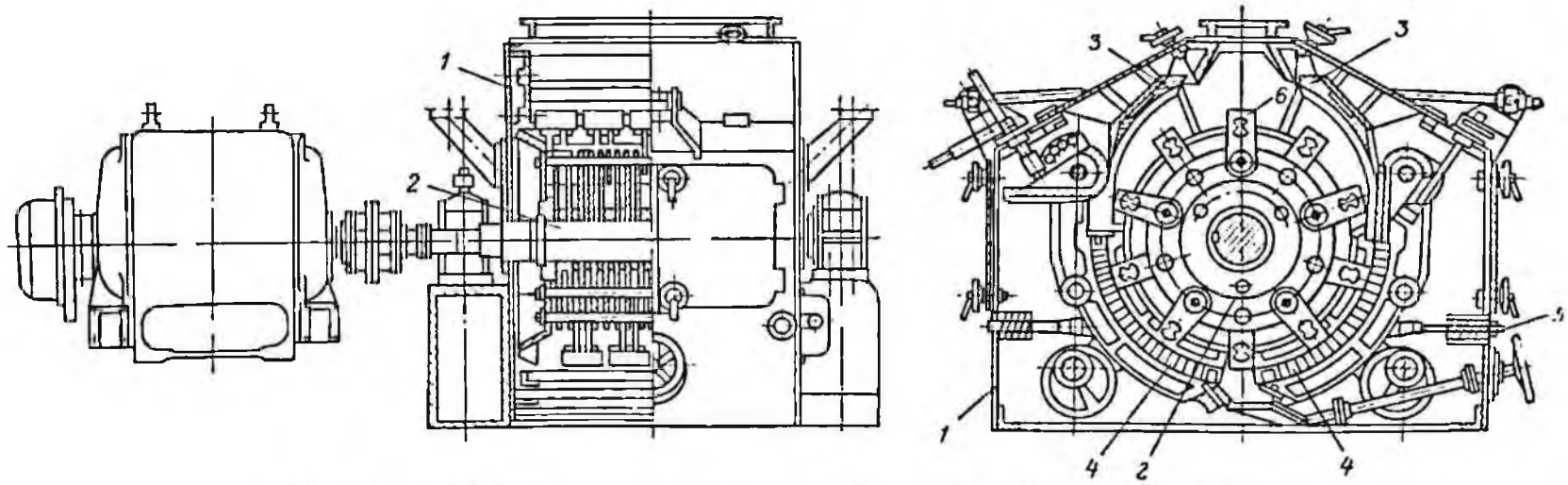


Рис. 132. Реверсивная молотковая дробилка 1450 × 1300 мм (ДМРИЭ 14,5 × 13)
(позиции см. на рис. 129)

Параметры	Нереверсивные дробилки (заводская марка по ГОСТ 7090—72)		
	СМ 8—6Б СМ 431	СМ 10—А	СМ 170 Б
	М-8—6	М-10—8	М-13—16
Размеры ротора, *мм*:			
диаметр D	800	1000	1300
длина L	600	800	1600
Скорость вращения n, *об/мин*	1000	1000	735
Окружная скорость v, *м/сек*	41	51	50
Размер, *мм*:			
наибольших кусков питания d_{max}	До 250	До 300	До 400
отверстия колосниковой решетки или отбойной плиты b	13	45	—
Крупность дробленого продукта, *мм*	—	25	10
Производительность (по известняке) Q, *т/ч*	10—14	34—54	150—200*
Мощность электродвигателя, *квт*:			
по формулам (218) и (219) $N_{дв}$	59	122	300
паспортная $N_{пасп}$	55	125	200—250
Масса дробилки (без электрооборудования), *т*	3(2,3)	5,5(5,05)	9(9,8)
Завод-изготовитель	Костромской завод «Стромашина»		Выксунский завод дробильно-размольного оборудования

* Производительность по углю, *т/ч*.

где известняк должен иметь крупность $-3+0$ *мм*. Для этих целей изготовляется специальная молотковая дробилка, работающая в замкнутом цикле с воздушным сепаратором, из которого крупный класс возвращается в дробилку по вертикальной трубе. Эта дробилка получила неточное название: «шахтная мельница» (рис. 134).

Основные параметры молотковой дробилки с замкнутым циклом («шахтной мельницы»):

Диаметр ротора D, *мм*	1300
Длина ротора L, *мм*	2600
Скорость вращения n, *об/мин*	735
Производительность, *т/ч*	30—40
Мощность электродвигателя, *квт*	245

Корпус молотковых дробилок изготовляют из стальной отливки или делают сварным. В обоих случаях он имеет разъем по горизонтальной плоскости, проходящей через ось ротора. Стенки корпуса футеруют изнутри стальными броневыми плитами. В корпусе предусмотрены люки, через которые вынимают молотки и секции колосниковой решетки.

Ротор молотковой дробилки состоит из трех основных частей: вала, набора дисков, разделяемых шайбами на валу, и комплекта молотков, шарнирно укрепленных на дисках. Во избежание вибраций ротор тщательно отбалансировывают на специальном балансировочном станке.

В дробилках малых размеров ротор приводится в движение от плоской ременной передачи, а в машинах больших размеров — через упругую муфту.

Типоразмер дробилки и связанную с ним массу **молотков** выбирают, сообразуясь с крупностью исходного материала. Молотки изготовляют массой от 3 до 150 *кг*. Легкие молотки — от 3 до 15 *кг* — применяют для материала крупностью до 100—200 *мм*; молотки массой от 30 до 60 *кг* — для материалов крупностью до 600—800 *мм*;

торных молотковых дробилок

Таблица 73

и шифр	Реверсивные дробилки (заводская марка)			Самоочищающиеся дробилки (заводская марка)	
—	ДМРЭ 10×10	ДМРПЭ 14,5×13	ДМРПЭ 15×15	ДМЭ 17×14,5	ДМЭ 21×18,5
М—20—30	—	—	—	—	—
2000	1000	1450	1500	1700	2100
3000	1000	1300	1500	1450	1850
500	735, 985, 1480	985	1000; 1500	590	495
52,5	38,5; 51,5; 77,5	75	78; 118	53	54
До 400	До 80	До 80	До 120	До 600	До 350
—	—	—	—	23—183	—
15	5; 3; 2	3	3	—	20
850—1000*	100; 90; 80*	До 250*	350*; 550*	150—500	500—600*
1250	115; 155; 230	420; 570	700; 1060	520	840
1250	200; 200; 250	500—630—700	800; 1000	400	1000
65(61,6)	8,86; 9,02; 9,08	18,2; 19,8	27	70,6	76
Волгоцеммаш	Сызранский завод тяжелого машиностроения (СЗТМ)			Волгоцеммаш	

тяжелые молотки массой 60—150 *кг* — для дробления самых крупных кусков крепких пород.

Молотки изготовляют из стали с наваркой твердым сплавом; для дробления крепких материалов ставят молотки из марганцовистой стали.

К о л о с н и к о в у ю р е ш е т к у снабжают приспособлением для регулирования зазора между внешней окружностью, описываемой молотками, и внутренней цилиндрической поверхностью самой решетки. Для этого криволинейную балку, в которой закреплены колосники, изготовляют из двух половин, поворачивающихся на шарнирах. Шарниры укреплены внутри эксцентрических втулок, поворотом которых регулируется необходимый зазор. Решетки делают съемными. Колосники имеют трапецеидальное сечение, облегчающее прохождение дробленого материала.

Рабочий з а з о р между внутренней поверхностью колосников и ротором выбирают в зависимости от необходимой крупности продукта дробления. Последняя определяется размером щели между колосниками (см. табл. 73).

Молотковые дробилки могут работать без колосниковой решетки, но при этом резко повышается верхний предел крупности продукта дробления.

П р а в и л а т е х н и ч е с к о г о о б с л у ж и в а н и я и эксплуатации молотковых дробилок, их монтажа, а также техники безопасности аналогичны правилам для щековых, конусных и валковых дробилок.

Перед пуском дробилки в ход необходимо проверить направление вращения вала. Оно должно быть выбрано в соответствии с расположением отбойных плит, укрепленных на корпусе: при вращении ротора куски материала, ударяемые молотками, должны отбрасываться ими на ближайший участок отбойной плиты (брони).

Для реверсивных дробилок (см. рис. 132)

направление вращения ротора меняют после одностороннего износа молотков.

Окружную скорость ротора принимают обычно $v \approx 50$ *м/сек*, в некоторых конструкциях ее доводят до 77 и 118 *м/сек* (табл. 73).

Мощность электродвигателя зависит от размеров ротора и скорости вращения (D, L, n), а также от зазора между молотками и колосниковой решеткой. Для всех серийно изготовляемых дробилок малого размера ($D \leqslant 1300$ *мм*) действительна приближенная формула [95]

$$N_{дв} \approx 0{,}15 \cdot D^2 Ln \approx 3DLv, \text{ квт}, \quad (218)$$

а для больших ($D > 1300$ *мм*)

$$N_{дв} \approx 0{,}21 D^2 Ln \approx 4DLv, \text{ квт}, \quad (219)$$

где D и L — диаметр и длина ротора, *м*;
v — окружная скорость ротора, *м/сек*.

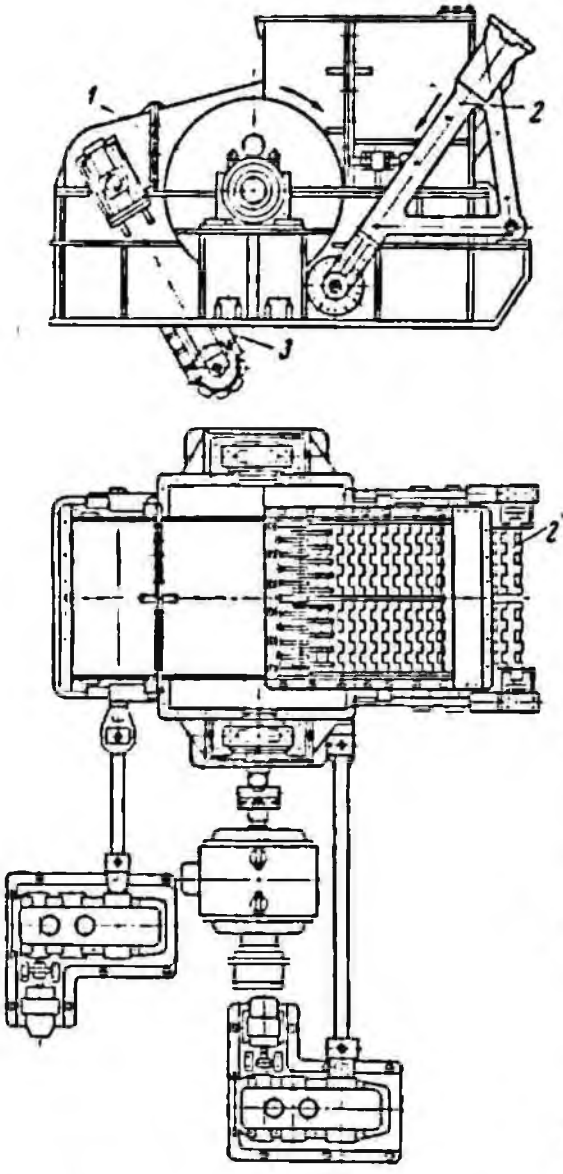


Рис. 133. Самоочищающаяся молотковая дробилка 1700 × 1450 *мм* (ДМЭ 17 × 14,5):
1 — ротор с молотками; *2* — подвижные отбойные плиты конвейерного типа; *3* — пластинчатый конвейер для уборки случайно отброшенных мелких частиц

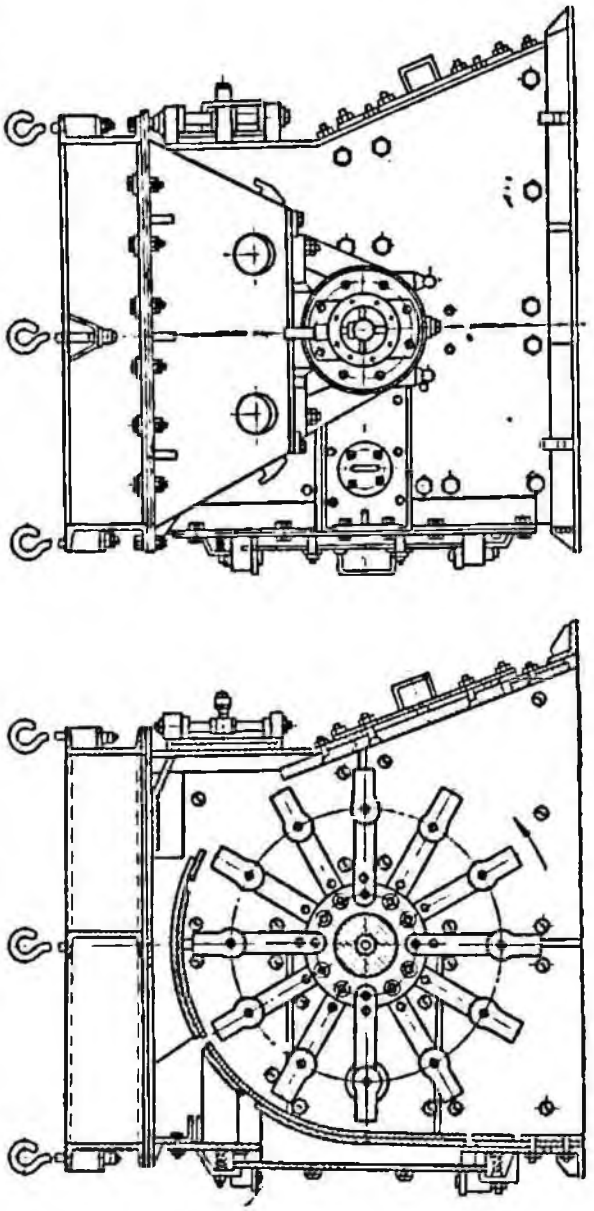


Рис. 134. Шахтная молотковая дробилка для работы в замкнутом цикле с воздушным сепаратором («шахтная мельница»)

Формулами не учитывается величина зазора, а поэтому они относятся к средним для каждого типоразмера зазорам.

Производительность молотковых дробилок, работающих в открытом цикле, пропорциональна мощности электродвигателя и обратно пропорциональна удельному расходу электроэнергии (E, *квт·ч/т*)

$$Q = \frac{N_{дв}}{E},\ т/ч, \qquad (220)$$

где

$$E = \frac{3{,}65}{k_{ло}}\left(\lg\frac{100}{R_5^{кон}} - \lg\frac{100}{R_5^{нач}}\right),\ квт \cdot ч/т. \qquad (221)$$

Здесь $k_{ло}$ — коэффициент размолоспособности (для углей $k_{ло} = 1 \div 1{,}7$; для известняка $k_{ло} \approx 0{,}3$);

$R_5^{нач}$ и $R_5^{кон}$ — остаток на сите 5 *мм* соответственно в исходном материале и в продукте дробления, %.

Зависимость между крупностью известняка и размером сита, на котором остаток равен 5%, приведена в табл. 74 *.

Другой метод расчета производительности по формуле Бонда (122).

Пусть, например, в молотковой дробилке $D \times L = 1300 \times 1600$ (М-13 — 16) при $n = 735$ *об/мин* известняк исходной номинальной крупностью — 80 + 0 *мм* ($d_н = 80$ *мм*) доводится до крупности — —20 + 0 *мм*; требуется определить возможную производительность дробилки при работе ее в открытом цикле.

Исходному материлу — 80 + 0 *мм* по табл. 74 соответствует остаток на сите 5 *мм* $R_5^{нач} = 94\%$, а конечному продукту дробления — 20 + 0 *мм* — остаток $R_5^{кон} = 66\%$. Отсюда по формуле (221) при $k_{ло} = 0{,}3$ удельный расход электроэнергии

$$E = \frac{3{,}65}{0{,}3}\left(\lg\frac{100}{66} - \lg\frac{100}{94}\right) = 1{,}86\ квт \cdot ч/т.$$

Расчетная мощность электродвигателя по формуле (218)

$$N_{дв} = 0{,}15 D^2 L n = 0{,}15 \cdot 1{,}3^2 \cdot 1{,}6 \cdot 735 =$$

$$= 300\ квт.$$

По формуле (220) часовая производительность при дроблении в открытом цикле

Таблица 74

Суммарный остаток на сите 5 *мм* при различной номинальной крупности материала

Номинальная крупность известняка $d_н$ (сито, на котором остаток равен 5%), *мм*	Остаток на сите 5 *мм* R_5, %	Содержание класса —5 + 0 *мм* $\beta = (100 - R_5)$, %	Номинальная крупность известняка $d_н$ (сито, на котором остаток равен 5%), *мм*	Остаток на сите 5 *мм* R_5, %	Содержание класса —5 + 0 *мм* $\beta = (100 - R_5)$, %
5	5	95	35	82	18
8	22	78	50	89	11
10	35	65	80	94	6
13	46	54	100	95	5
16	56	44	200	98	2
20	66	34	300	99	1
25	73	27			

$$Q = \frac{N_{дв}}{E} = \frac{300}{1{,}86} = 160\ т/ч,$$

что согласуется с опытными данными.

§ 51. Роторно-бильные дробилки

Роторно-бильные (ударные) дробилки (см. рис. 129, *б*) отличаются от молотковых жестким закреплением рабочих деталей — бил, и предназначаются для дробления материалов средней твердости ($f = 10 — 15$). Классификация их [13] показана на рис. 135. Так же, как и молотковые, они изготовляются одно- и двухроторными (рис. 135, *в*, *г*), с колосниковыми решетками

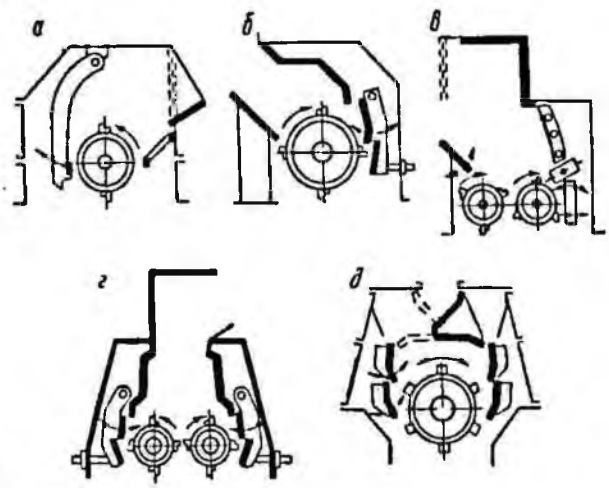


Рис. 135. Классификация роторно-бильных дробилок

* Таблица составлена на основе формулы (7).

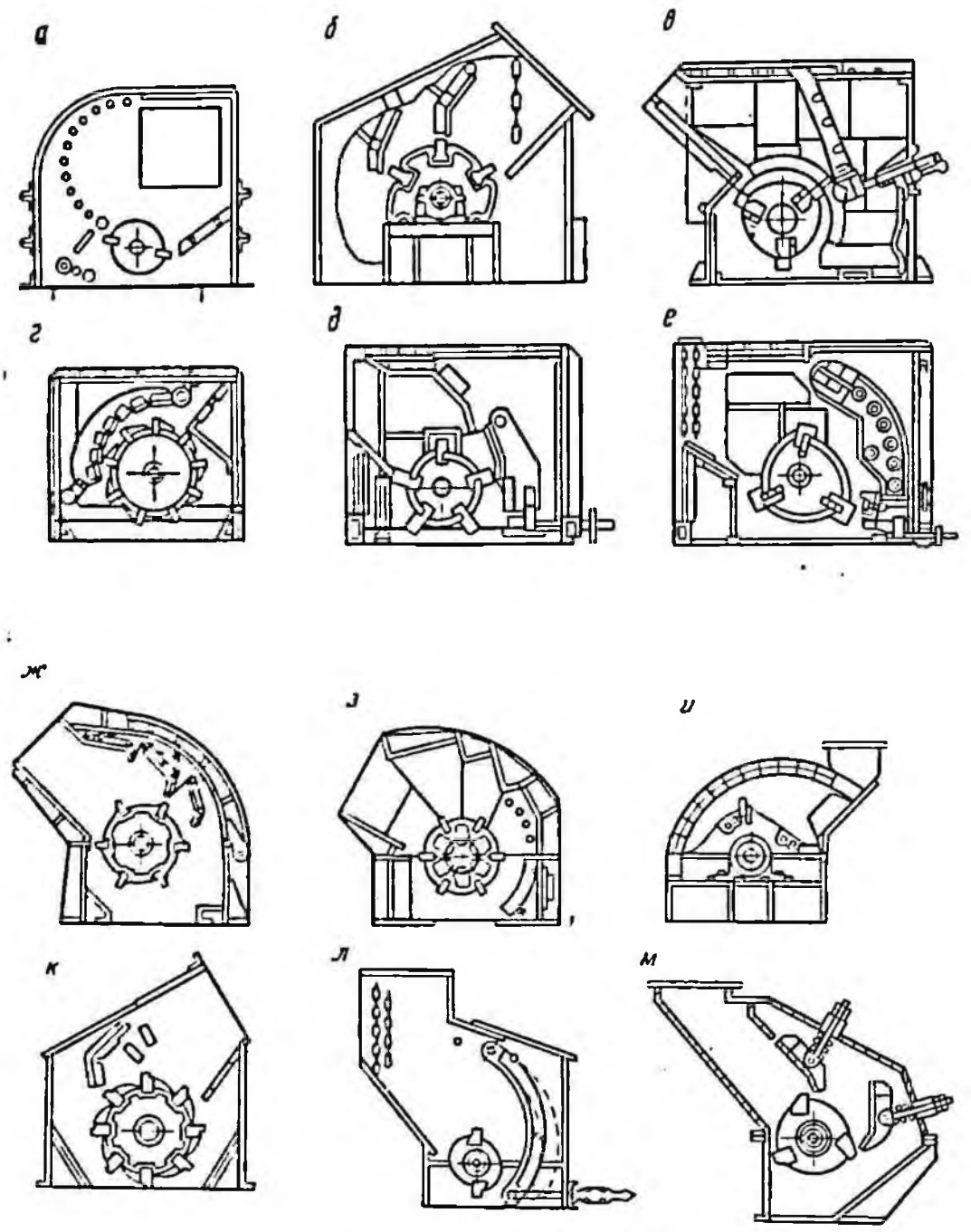


Рис. 136. Конструкция роторно-бильных дробилок:
а — Выксунского завода пробильно-размольного оборудования; *б* — Ясиноватского машиностроительного завода; *в* — Джеффри; *г* — Хаземаг; *д* — Универсаль; *е—з* — Гумбольдт; *и* — Ведаг; *к* — Гутехоффнунгхютте; *л* — Дракон; *м* — Иколмо-Хаземаг

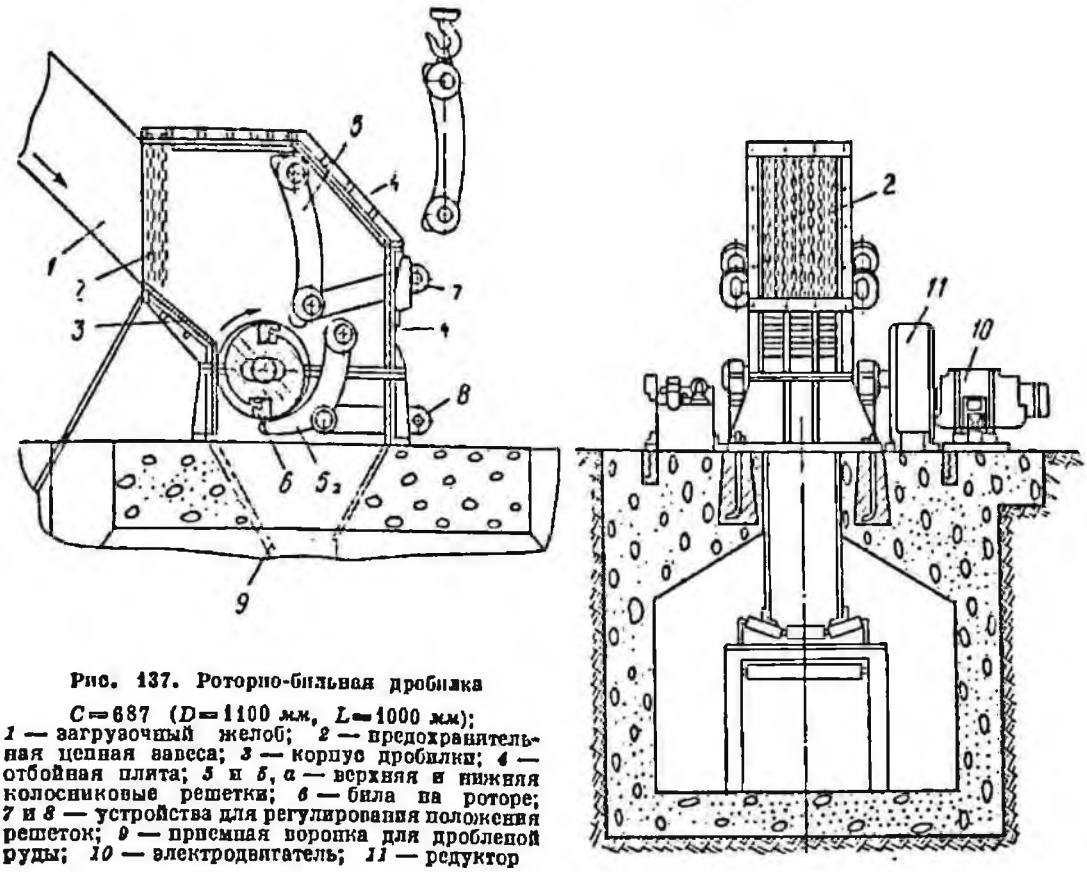


Рис. 137. Роторно-билъная дробилка

C=687 (*D*=1100 *мм*, *L*=1000 *мм*); *1* — загрузочный желоб; *2* — предохранительная цепная завеса; *3* — корпус дробилки; *4* — отбойная плита; *5* и *5*, *а* — верхняя и нижняя колосниковые решетки; *6* — била на роторе; *7* и *8* — устройства для регулирования положения решеток; *9* — приемная воронка для дробленой руды; *10* — электродвигатель; *11* — редуктор

Таблица 75

Основные параметры роторно-билъных дробилок по ГОСТ 12375—70

Параметры	ДРК 5×4	ДРК 8×6	ДРК 16×12	ДРК 25×20
Длина загрузочного отверстия (окна) *B* (длина ротора *L*), *мм* . . .	400	630	1250	2000
Диаметр ротора *D*, *мм*.	500	800	1600	2500
Окружная скорость *v*, *м/сек*	20; 26,5; 35			
Максимальный размер загружаемых кусков, *мм*	До 250	До 400	До 800	До 1500
Размер отверстий колосниковой решетки или отбойной плиты, *мм*	10—63	16—100	32—200	50—313
Производительность, *м*³/*ч*	13	50	200	560
Мощность электродвигателя, *квт* . .	10	40	160	400
Масса дробилки (без электрооборудования), *т*	2	6	30	100

(рис. 135, *а*, *в*) и без них (рис. 135, *б*, *г*, *д*), с роторами переверсивными (рис. 135, *а*, *б*, *г*) и реверсивными (рис. 135 *г*, *д*).

На рис. 136 изображены схемы некоторых роторно-билъных дробилок отечественных и зарубежных конструкций.

Основные параметры роторно-бильных дробилок приведены в табл. 75. Общий вид роторно-бильной дробилки 1000 × 1000 *мм* показан на рис. 137.

Длина ротора L равна длине отверстия (окна) B.

Размер отверстия между колосниками, на которых набраны броневые отбойные плиты, или выходных щелей (лазоров) между плитами и ротором выбирается в зависимости от необходимой крупности продукта дробления (табл. 75).

Окружная скорость v ротора дробилок, составляет 20—26,5—35 *м/сек*.

Диаметр ротора выбирается в зависимости от размеров наибольших кусков питания [13]

$$D = 1{,}25 d_{max} + 200 \text{ мм}. \qquad (222)$$

Таблица 76

Допуски на приемку фундаментов под дробилки и мельницы

Параметры	Допускаемое отклонение от размеров, указанных в чертежах, *мм*
Основные размеры фундамента (длина, ширина) . . .	±50
Размеры выступов и внутренних полостей	±10
Отметки выступов и внутренних полостей	±10
Допускаемое предельное смещение осей фундаментных болтов при диаметрах, *мм*:	
до 50	±5
51—100	±8
>100	±10
Допускаемое отклонение осей болтов от вертикального положения на 1 *м* длины при диаметрах болтов, *мм*:	
до 50	1
51—100	1
>100	1
Допускаемая погрешность высотных отметок реперов:	
для фундаментов с клиновой системой выверки	±50;
для фундаментов с опорными площадками . .	±5

Расчет мощности производится по тем же формулам (218) и 219), что и для молотковых дробилок.

Производительность рассчитывается по формулам (220) и (221).

Правила технического обслуживания — те же, что и для молотковых дробилок.

Глава XIII

Монтаж и эксплуатация дробилок

§ 52. Монтажные работы

Монтажные работы включают установку машины на фундамент и сдачу ее в эксплуатацию.

Проектом организации монтажных работ предусматриваются: выбор постоянных и временных подъемно-транспортных средств и места установки; перечень оборудования ремонтно-монтажных площадок и стендов; выбор приспособлений и средств для транспорта машины, а также ее узлов и деталей со склада или с мест хранения к месту установки; разработка условий приемки фундаментов от строительной организации; порядок проверки технического состояния, подлежащего монтажу оборудования; описание способов выполнения монтажных работ (машинный, крупноузловой и узловой) и их механизации; разработка схем и графиков (общие и сетевые) монтажа отдельных видов оборудования.

Все работы по монтажу ведет специализированная монтажная организация или монтажная бригада горнообогатительного комбината.

Габаритные чертежи фундаментов под дробилку, выдаваемые заводом-изготовителем, являются заданием, на основании которого проектной организацией выполняются рабочие чертежи фундаментов с учетом состояния грунтов и строительных конструкций, находящихся вблизи места установки машины.

Фундаменты сооружает строительная организация, по разбивку фундаментов на месте, выверку положения закладных частей и контроль за закладкой бетона ведут строительная и монтажная организации совместно.

Приемку фундаментов под монтаж производят после сверки их с чертежами и проверки их соответствия техническим условиям. Отклонения размеров от указанных на чертежах не должно превышать определенных допусков (табл. 76).

Рекомендуется два способа выверки оборудования на фундаментах.

1. Машины с необработанными основаниями устанавливают на подкладки и выверяют с помощью клиньев (рис. 138). Прокладки, как правило, следует применять строганые.

2. Машины с обработанным основанием целесообразно устанавливать на фундаменты, выполненные по методу опорных площадок, при котором на проектную высоту выводят только отдельные элементы площадки (рис. 139). Опорные площадки выравнивают кампетесами. Горизонтальность их выверяют линейкой с уровнем, а при расстояниях в несколько метров — теодолитом.

К такелажным работам при монтаже относятся подъем и установка машин на фундамент.

Такелажная оснастка (стропы, петли, траверсы и др.) должна соответствовать требованиям техники безопасности [120].

Болты и закладные части, не поставляемые заводами, должны быть изготовлены на месте до начала монтажа.

Подлежащую монтажу машину (ее узлы и детали) предварительно проверяют на комплектность.

В объем работы по подготовке к монтажу узлов и деталей машины входят: очистка их от пыли, грязи и защитных покрытий; устранение дефектов и повреждений, полученных во время транспортировки и хранения. Особое внимание необходимо обращать на наличие и сохранность регулирующих прокладок.

При сборке машин должна быть исключена возможность загрязнения втулок и трущихся поверхностей.

Сопрягаемые поверхности при сборке смазывают: вращающиеся — жидкой, а невращающиеся — густой смазкой.

Колодцы фундаментных болтов (рис. 138 и 139) заполняют цементным раствором на глубину не более 200 *мм* от поверхности фундамента. Остальное пространство колодца заполняют сухим песком или пробкой из промасленной пакли.

Щековые дробилки

При монтаже щековых дробилок руководствуются инструкцией завода-изготовителя.

За монтажные базы щековой дробилки принимают: продольную ось машины, ось главного вала и ось вращения подвижной щеки, проектную (реперную) отметку высоты фундамента.

Превышение реперной отметки над верхней плоскостью фундамента в натуре должно составлять не менее 50 *мм* для возможности заливки бетона в полость между фундаментом и рамой дробилки.

При выборе строп руководствуются весом узлов машины (табл. 77).

Рама. При установке нижней части рамы на фундамент и при ее выверке следует ориентироваться на верхний обработанный фланец рамы. Точность выверки — 0,1 *мм* на 1 *м* длины в продольном и поперечном направлениях. При скреплении верхней и нижней частей рамы болтами необходимо подогреть их до 100—120° С. Собранный корпус дробилки окончательно выверяют в вертикальном и горизонтальном направлениях по базам подшипников приводного вала.

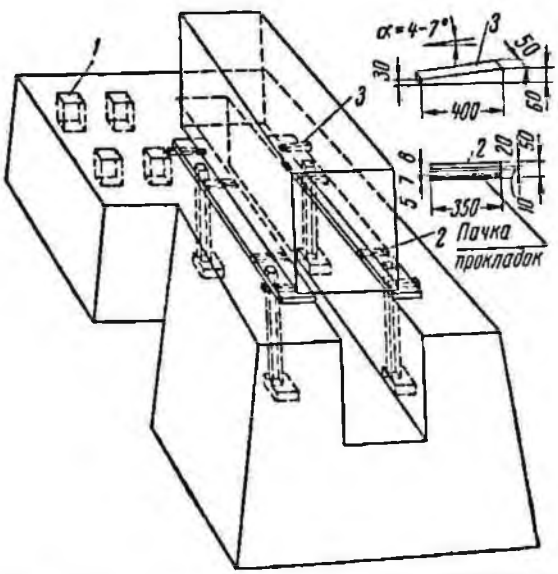


Рис. 138. Установка машины на фундамент по методу клиньев:
1 — слепой колодец; *2* — прокладки; *3* — клинья

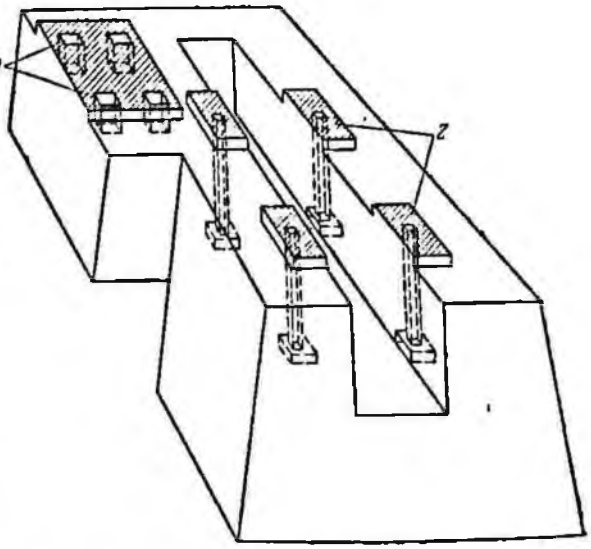


Рис. 139. Установка машины на фундамент с опорными площадками:
1 — слепой колодец; *2* — опорные площадки

Таблица 77

Вес наиболее тяжелых узлов и деталей щековых дробилок, *т*

Узел и деталь	ЩДП 9×12 (900×1200××130)	ЩДП 12×15 (1200×1500××150)	ЩДП 15×21 (1500×2100××180)	Примечание
Рама:				
нижняя часть	26,3	29,0	55,5	Подъем только при монтаже
верхняя часть	—	28,0	43,8	То же
Шатун	3,2	7,0	12,9	Подъем при монтаже и при ремонте
Подвижная щека	11,5	23,9	45,7	То же
Главный вал (с маховиками и муфтой)	15,0	36,3	46,6	»

Подвижная щека. Шабровка вкладышей оси подвижной щеки производится с точностью до одного пятна на 2 *см*².

Зазоры по внутреннему диаметру вкладышей подшипников при установке прокладок для щековых дробилок, *мм*:

ЩДП 9×12	0,4—0,7
ЩДП 12×15	0,61—0,88
ЩДП 15×21	0,72—0,98

Главный вал (с фрикционными муфтами) **и шатун.** Подгонка вкладышей подшипников выполняется при шабровке с точностью одного пятна на 2 *см*².

Зазоры по внутреннему диаметру вкладышей головки шатуна при установке регулировочных прокладок для щековых дробилок, *мм*:

ЩДП 9×12	0,60—0,825
ЩДП 12×15 и ЩДП 15×21	0,8—1,08.

Гидросистемы **фрикционных муфт**, если таковые имеются, испытываются под давлением 40 *атм* при выдержке не менее 10 *мин*. Утечка масла не допускается. Муфты регулируются на передачу рабочего момента 2 *тс·м* для дробилки ЩДП 9×12 и 4 *тс·м* для дробилки ЩДП 12×15.

Привод. Допускаемая несоосность вала электродвигателя и вала шкива — до 0,15 *мм*.

Испытания дробилки. По окончании монтажа дробилки производят испытание ее на холостом ходу в течение 8 *ч* и под нагрузкой 72 *ч*.

По результатам испытания составляется акт.

Дробилки ККД

Монтаж дробилки ККД начинают при полной готовности разгрузочного проема ее фундамента при наличии футеровки и приспособлений для перекрытия проема, рельсового пути, дверей разгрузочного проема с выдвижной решеткой.

Основной монтажной **базой** при выверке дробилки является центральный стакан нижней части корпуса дробилки (проточка верхней кромки), вспомогательной базой — приводной вал дробилки.

При выверке прокладками (см. рис. 138) высота фундамента в натуре должна быть ниже реперной отметки на 100—120 *мм*.

При установке на фундаментные площадки (см. рис. 139) их отметка должна совпадать с реперной.

При подборе **стопоров** руководствуются весами узлов ККД (табл. 78).

Станина (нижняя часть корпуса дробилки). Монтаж станины — наиболее ответственная операция, определяющая в в целом качество всего монтажа машины. Поэтому необходимо пользоваться **строгаными** прокладками с большой площадью при минимальном числе их в пакете; рекомендуемое число пакетов — 8.

Выверка станины в горизонтальной плоскости производится с точностью 0,1 *мм* на 1 *м* длины.

Приводной вал. Перед установкой приводного вала в гнездо станины необходимо проверить наличие на фланце корпуса заводских прокладок контрольной сборки.

Осевой люфт приводного вала допускается в пределах 0,5—0,8 *мм*.

Эксцентрик. При установке эксцентрика кольца подпятника проверяют на отсутствие деформации (коробления). Проверка прилегания поверхности колец определяется по кромке. Контакты прилегания — с точностью одного пятна на 2 *см*².

Установленный на место эксцентрик проходит проверку на вацопление зубчатой пары. По внешним торцам зубьев радиаль-

Вес наиболее тяжелых узлов и деталей дробилок ККД, *т*

Таблица 78

Узел и деталь	Шифр дробилки				
	ККД-500	ККД-900	ККД-1200/150	ККД-1500/180	ККД-1500/300
Нижняя часть корпуса с футеровкой	9,83	27,0	44,9	61,0	93,0
Средняя часть корпуса с футеровкой	5,6	21,6	78	126,6	159,0
Средняя часть корпуса без футеровки:					
кольцо верхнее	8,5	33,0	46,0	72,0—80,0	101,0
кольцо нижнее	—	—	33,0	55,5	93,5
Траверса в сборе (без колпака)	8,5	25,1	44	75,2	65,3
Дробящий конус	7,9	25,7	43,0	80,0	132,5
Дробящий конус с траверсой без колпака	16,4	50,0	86	153	198,5
Эксцентрик	1,4	4,7	6,3	11,9	16,2
Приводной вал	0,6	1,9	3,0	4,6	6,0
Шкив в сборе	—	4,5	5,2	7,0	8,5
Контрпривод без электродвигателя	—	4,7	3,9	5,0	6,8

ный и боковой зазоры должны быть соответственно 6—8 и 2,5—3,5 *мм*. Зазоры измеряются свинцовой пластинкой, зажатой при зацеплении.

Средняя часть корпуса. При установке средней части корпуса не должен допускаться перекос крепежных болтов при их затяжке. Зазор между фланцами должен быть одинаковым; допускаемая разность — не более 0,5 *мм*.

Дробящий конус с траверсой. Не допускается соприкосновение шайбы пылевого уплотнения с верхним торцом патрубка уплотнения: зазор должен соответствовать заводской инструкции.

Испытания дробилки. После окончания монтажа дробилка должна пройти испытания на холостом ходу в течение 8 *ч* и под нагрузкой — 72 *ч* (обкатка). При обкатке дробилки необходимо следить за натяжением ремней и температурой масла.

Загружать дробилку можно только через 10—15 *мин* после запуска.

По окончании испытаний составляется соответствующий акт.

Дробилки КСД и КМД

Монтаж дробилок КСД и КМД следует начинать при условии полной готовности проема в фундаменте дробилки для разгрузки дробленой руды (наличие футеровки).

Высота фундамента в натуре должна быть ниже реперной проектной отметки на 80—100 *мм* (при выверке дробилок на прокладках).

База для выверки корпуса дробилки на фундаменте является обработанная кольцевая поверхность под опорный сферический подшипник. Выверку выполняют с помощью уровня и отвеса.

При выверке станины число прокладок в пакете должно быть минимальным. Предпочтительно иметь прокладки строганными. Рекомендуемое число пакетов под станину — 8.

Выверка станины в горизонтальной плоскости — с точностью до 0,1 *мм* на 1 *м* длины.

Для выбора **стропов** следует руководствоваться весом узлов дробилок по табл. 79.

Приводной вал. Перед установкой приводного вала в станину необходимо проверить наличие набора прокладок контрольной заводской сборки на фланце корпуса привода.

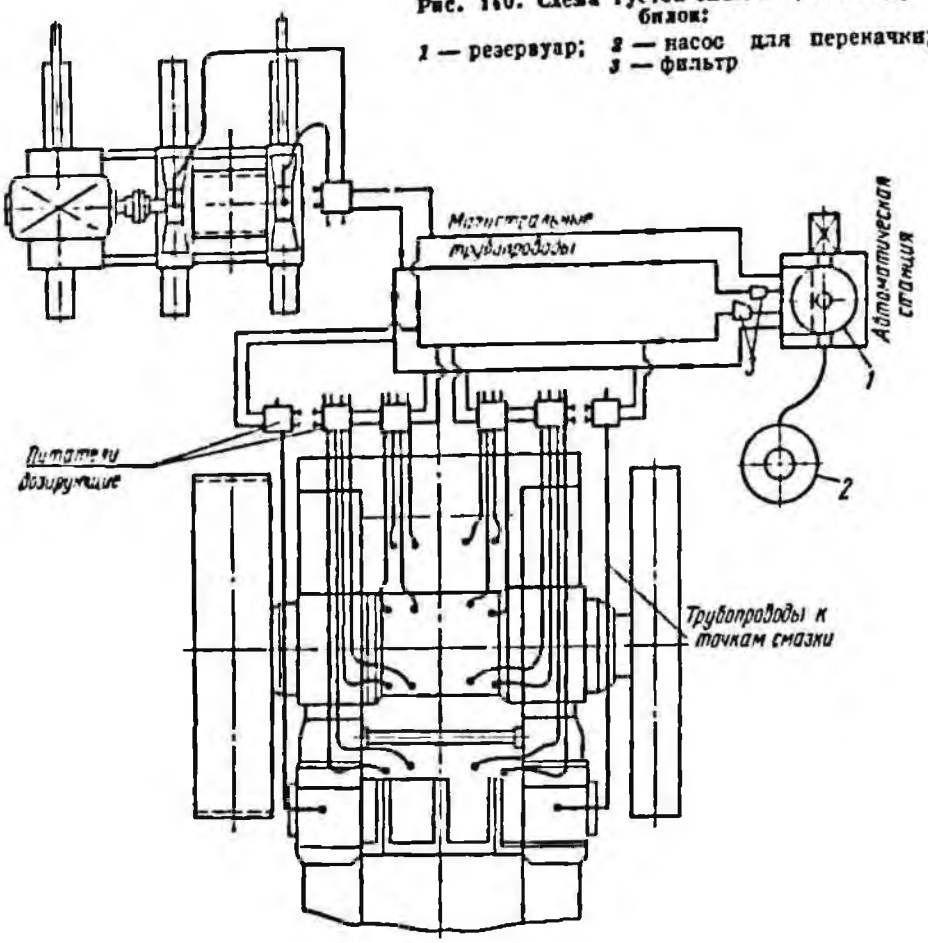
Осевой люфт приводного вала должен быть в пределах 0,5—0,8 *мм*.

Эксцентриковый стакан. До установки на место эксцентрикового стакана следует предварительно смонтировать нижнюю крышку станины с дисками подпятника.

При установке эксцентрика на место необходимо проверить радиальный зазор зубчатого зацепления (табл. 80).

Опорная чаша. Посадка опорной чаши в станину должна быть плотной; допустимы местные зазоры до 0,1 *мм*

Рис. 140. Схема густой смазки щековых дробилок:
1 — резервуар; 2 — насос для перекачки; 3 — фильтр



протяженностью не более $^1/_4$ окружности.

Дробящий конус. Прежде чем установить дробящий конус на место, необходимо продуть сжатым воздухом маслопроводящий канал (в валу и корпусе конуса).

Пылевое уплотнение. Количество воды, подаваемое в пылевое уплотнение, должно быть отрегулировано. Для дробилок диаметром 1200 *мм* должно составлять 20—25 *л/мин*, для дробилок диаметром 1750 *мм* — 30—35 *л/мин* и для дробилок диаметром 2200 *мм* — 35—40 *л/мин*.

Регулировочное кольцо. При монтаже регулировочного кольца необходима хорошая смазка его резьбы и

Таблица 79

Вес наиболее тяжелых узлов дробилок КСД и КМД, *т*

Узлы	Диаметр дробящего конуса, *мм*		
	1200	1750	2200
Станина в сборе (с пружинами и опорным кольцом)	6,3	20,9	47
Дробящий конус . .	3,2	8,5	17
Регулировочное кольцо	4,2	8,6	15
Эксцентрик	1	2,3	4
Привод в сборе . .	1	1	2,1

Таблица 80

Нормы для проверки зубчатого зацепления дробилок КСД и КМД

Типоразмер	Модуль зацепления, *мм*	Радиальный вазор, *мм*
КСД-1200 и КМД-1200	20	4
КСД-1750 и КМД-1750	24	4,8—6,0
КСД-2200 и КМД-2200	30	6,0—8,0

затяжка гаек после установки разгрузочного отверстия.

Испытания дробилок. При испытании дробилок КСД и КМД должны проверяться: размер разгрузочного отверстия в сближенном положении профилей при различных положениях эксцентрикового стакана; правильность зубчатого зацепления привода; работа смазочной системы и температура масла.

§ 53. Смазка дробилок [1]

Щековые дробилки УЗТМ с простым качанием щеки имеют двойную систему смазки: густую (консистентную) для распорных плит, сухарей и подвижной щеки и жидкую для подшипников главного вала и подшипника шатуна. Густая смазка — преимущественно автоматическая от станции петлевого или конечного типа. Жидкая смазка больших дробилок — автоматическая, циркуляционная. Дробилки малых размеров смазывают вручную.

В схему густой смазки (рис. 140) входят: резервуар, насос для перекачки, плунжерный нагнетательный насос, фильтр, контрольный манометр и питатели дозирующие (ПД).

Насос нагнетает смазку в одну из магистралей, к которым присоединены питатели ПД. После того как все питатели срабатывают, нагнетание прекращается, и насос переключается при помощи реверсклапана, а для станций конечного типа — клапана давления, на вторую магистраль. Процесс повторяется через каждые 2—4 ч работы дробилки. Станцию включают электропневматическим прибором с часовым механизмом (КЭП), автоматически включающим насос через определенные промежутки времени для подачи порции мази в точки потребления. В щековой дробилке таких точек двадцать, из них две — смазки оси подвижной щеки, шестнадцать — смазки распорных плит (по четыре на каждой поверхности) и две — смазки подшипников привода.

Для густой смазки рекомендуется смазка индустриальная для прокатных станов ИП1-Л (летняя) или ИП1-З (зимняя) по ГОСТ 3257—53.

В схему циркуляционной жидкой смазки, предназначенной для нагнетания масла в коренные подшипники главного вала и в головку шатуна, входят (рис. 141): бак-отстойник для масла (с помещенными внутри него электронагревательными элементами), маслонасосная установка, фильтр, маслоохладитель и контрольно-измерительная аппаратура для измерения давления и температуры масла, а также температуры охлаждающей воды, подаваемой в маслоохладитель.

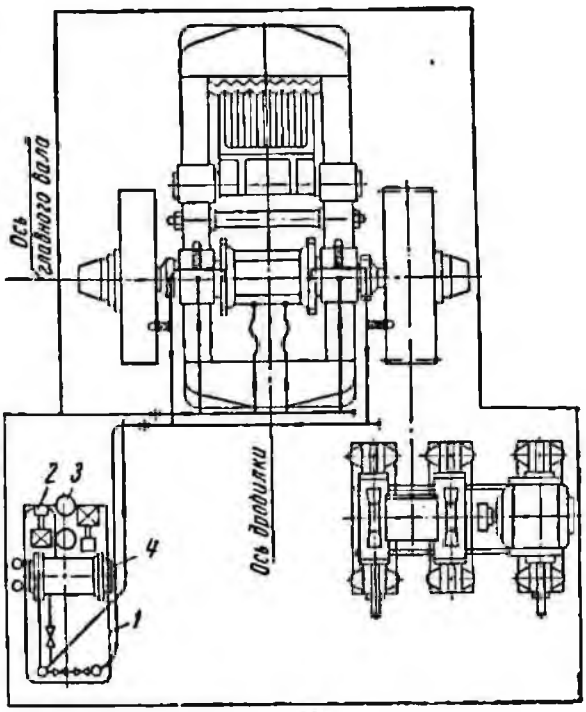


Рис. 141. Схема жидкой смазки щековых дробилок:
1 — бак-отстойник; *2* — маслонасосная установка; *3* — фильтр; *4* — маслоохладитель

Жидкая смазка непрерывно циркулирует в замкнутой системе (циркуляционная система). Для наблюдения за движением масла на маслопроводах перед точками потребления установлены указатели течения масла.

Применяется масло индустриальное 50 (машинное СУ) по ГОСТ 1707—51.

Электродвигатель дробилки сблокирован с контрольной аппаратурой жидкой смазки так, что при понижении давления масла ниже допустимого предела он автоматически выключается посредством реле давления. Предварительно тем же реле включается сирена и красная сигнальная лампочка.

Температура масла в маслопроводе регистрируется электрическими термометрами сопротивления, давление — манометрами.

Нормальная температура масла в баке-отстойнике 35—50° С.

Температура отработавшего масла на сливе из подшипников не должна превышать 65° С.

[1] § 53 составлен инж. Д. М. Юлелевым.

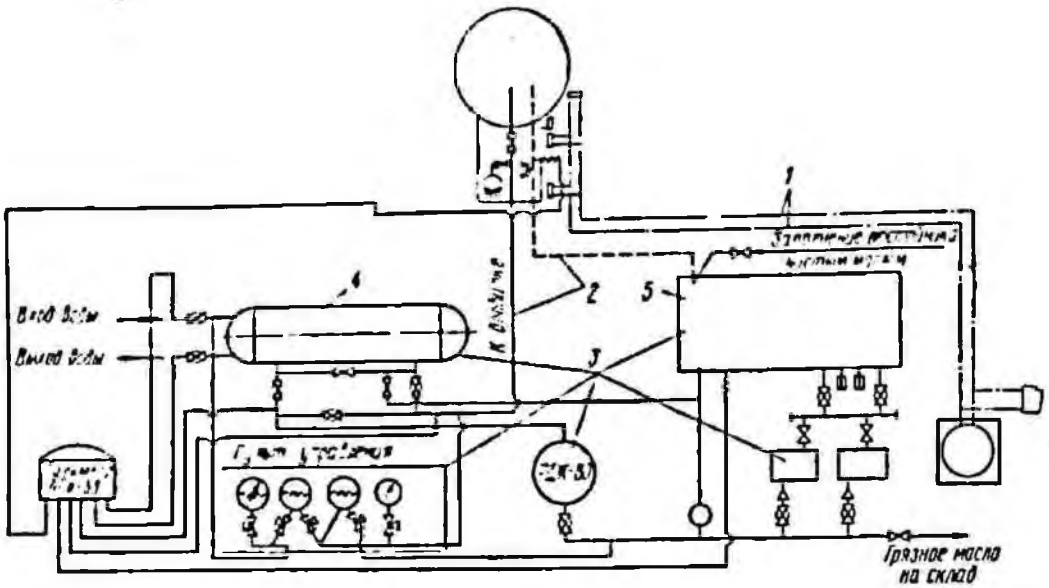


Рис. 142. Схема густой и жидкой смазки гирационных конусных дробилок:

1 — трубопроводы густой смазки; *2* — то же жидкой смазки; *3* — маслостанция жидкой смазки; *4* — маслоохладитель; *5* — отстойник

Гирационные конусные дробилки крупного дробления также оборудуются приборами для густой и жидкой смазки. Общая схема смазочной системы изображена на рис. 142, разводка масла по дробилке — на рис. 143.

Система густой смазки предназначена для подачи мази в верхний подвес дробящего конуса и в кольца пылевого уплотнения.

Жидкой смазкой смазываются вал-эксцентрик (эксцентриковый стакан), его подпятник, приводные шестерни и подшипники приводного вала.

Часть нагнетаемого насосом масла поступает под хвостовик вала дробящего конуса, затем по зазору поднимается вверх до конца эксцентриковой втулки, после чего сливается на внутреннюю поверхность конических зубчатых колес. Другая часть проходит вверх между хвостовиком вала и втулкой эксцентрика, сливаясь на конические шестерни привода с их внешней стороны.

Иногда при эксплуатации дробилок в масло попадает рудная мелочь в результате «подпрессовки» конуса рудой. В целях предотвращения подпрессовки целесообразно устанавливать гамма-реле [1] для сигнализации о переполнении рудой пространства под дробилкой.

Дробилки среднего и мелкого дробления (КСД и КМД) смазываются в основном жидкой смазкой (густая смазка применяется лишь для смазывания резьбы регулировочного кольца). Схема подачи смазки показана на рис. 144. Масло подается под давлением по напорному маслопроводу к подпятнику эксцентрика, откуда по каналу, просверленному в валу дробящего конуса, и по каналу в опорной сферической части конуса попадает на сферический подпятник. По специальным канавкам сферы отработавшее масло стекает на коническое шестерни и затем сливается в отводящую трубу. Одновременно смазываются коническая и цилиндрическая втулки эксцентрика. Кроме того, по ответвлению напорного маслопровода масло подается в картер приводного вала, откуда после смазки подшипников поступает в общий отводящий трубопровод.

При неисправности системы могут происходить прижоги подшипника эксцентрика. Чаще всего прижоги возникают в результате нарушения геометрии конусных втулок эксцентрика при их изготовлении, что приводит к местному контакту или значительному уменьшению зазоров между втулкой и хвостовиком вала дробящего конуса. Прижоги могут возникнуть также вследствие попадания грязи в масло или недостаточного его количества.

Источником загрязнения масла является узел пылевого уплотнения дробящего конуса (гидравлический затвор), где в масло часто проникает пыль. Кроме того, при подаче в гидрозатвор излишнего количества воды или при большем, чем это требуется, давлении воды наблюдается забра-

[1] Прибор, в котором применяются жесткие рентгеновские лучи (гамма-лучи).

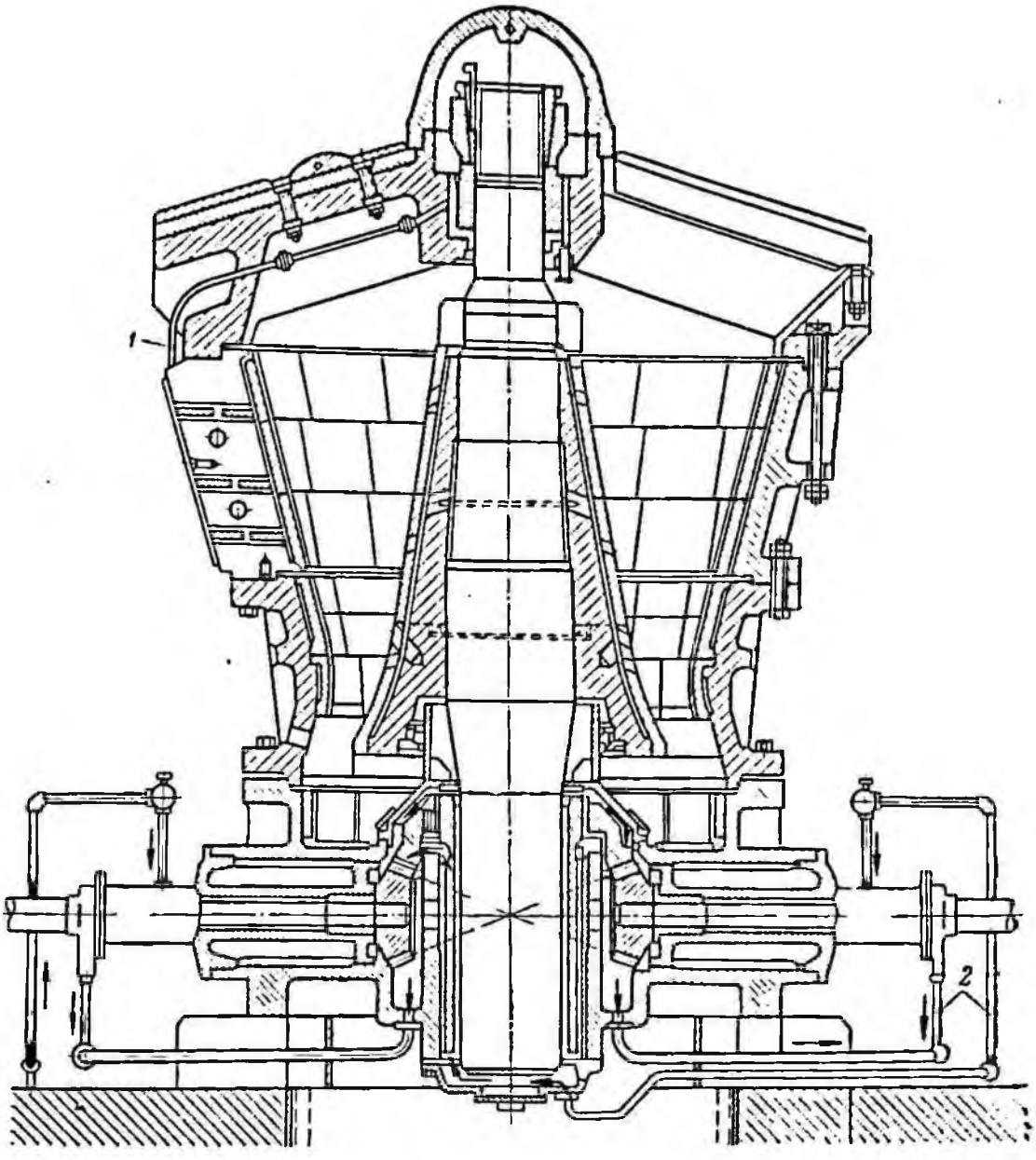


Рис. 143. Разводка масла по дробилке ККД
1 — густая смазка; *2* — жидкая смазка

сывание ее в узел сферического подшипника.

Потери масла происходят при «подпрессовке» дробилок, работающих на глинистых или влажных рудах.

Подачу масла в дробилки необходимо контролировать как по его количеству на сливе, так и по давлению. Нормальным считается давление 0,8—1 *кгс/см*², минимальным 0,6—0,7 *кгс/см*².

Дробилки крупного дробления (конусные и щековые) поставляются вместе с маслостанциями для густой и циркуляционной жидкой смазки. Станции жидкой смазки для этих машин — индивидуальные, густой — централизованные.

Конусные дробилки среднего и мелкого дробления, а также поддрабливающие для крупного дробления поставляются с маслостанциями жидкой смазки, рассчитанными на смазку группы машин — от 2 до 9.

На рис. 145 показано устройство смазочной станции производительностью 600 *л/мин* [166]. Приборами маслостанций конусных дробилок предусмотрены следующие системы контроля: температуры масла в баке-отстойнике, ма-

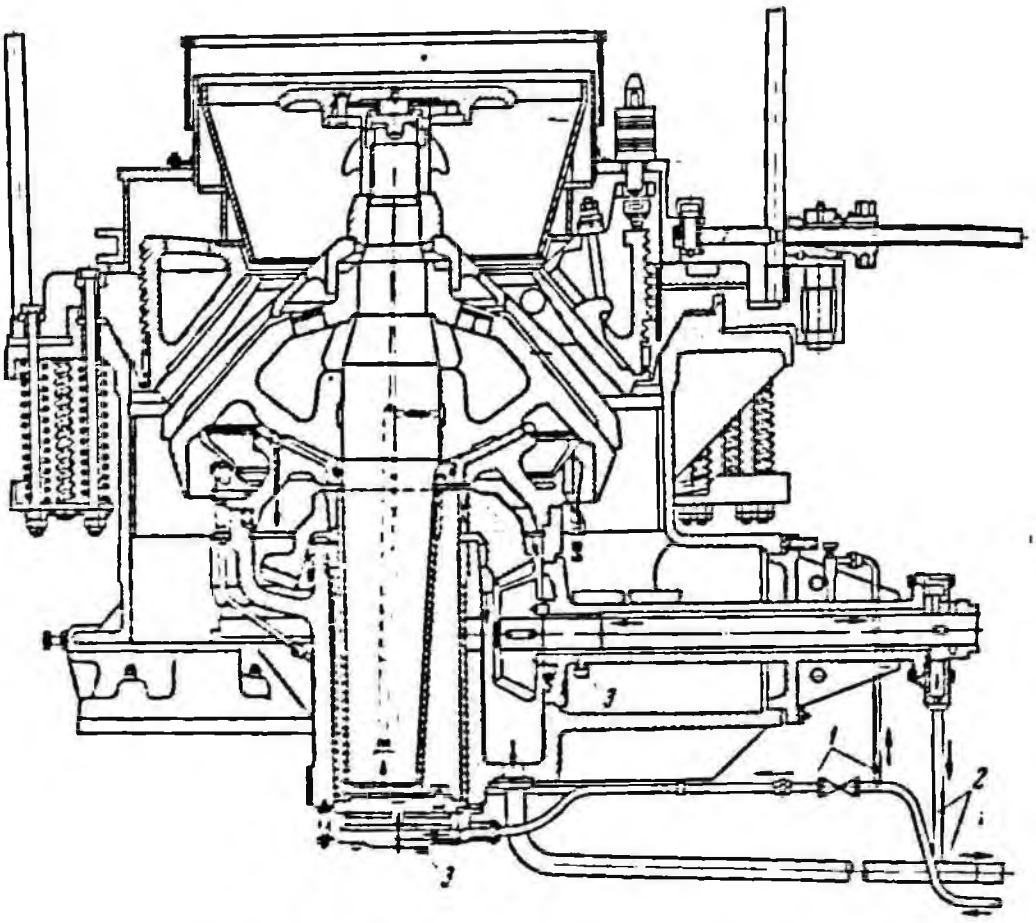


Рис. 144. Схема смазки конусных дробилок КСД и КМД:
1 — маслопроводы напорные; *2* — сливные; *3* — термодатчики

сла и воды на входе и выходе из маслоохладителя, а также масла, выходящего из дробилок, — термометрами сопротивления, логометром и температурным реле; давление масла, развиваемого насосной установкой, — манометрами и сигнализаторами падения давления; перепады давления масла до и после фильтра, а также на выходе воды и выходе масла из маслоохладителя — дифференциальным манометром.

Непосредственно в системах смазки дробилок устанавливаются указатели течения масла (или сигнализаторы расхода жидкости), манометры и термодатчики полупроводниковые.

Для жидкой смазки щековых и конусных дробилок применяются: масло индустриальное 50 (машинное СУ) по ГОСТ 1707—51; зимой — масло автотракторное АК-10 (автол 10) или АКп-10 по ГОСТ 1862—63.

Сорта масла должны применяться в строгом соответствии с заводскими инструкциями.

Для густой смазки применяется смазка НП1 по ГОСТ 3257—53.

Срок смены жидких масел зависит от условий эксплуатации оборудования. В индивидуальных смазочных системах дробилок масло меняют через 3—6 месяцев. В централизованных (групповых) системах масло служит до 1,5—2 лет.

Наиболее часто масло необходимо заменять из-за попадания в него воды. Замену масел, а также очистку их путем центрифугирования и пропуска через фильтр-пресс следует производить в соответствии с данными анализов проб. Такие пробы берутся через месяц.

По данным Уралмашзавода масло подлежит полной смене, если при анализе обнаружено:

содержание воды — более 2,5%;

кислотное число (в *мг* КОН на 1 *г* масла) — более 1,5;

повышение вязкости — более чем на 25% помимала;

содержание механических примесей выше 2%; если же в состав механических примесей входят абразивные вещества (песок и т. п.) в количестве, превышающем 5% (по весу) от общего количества всех примесей, то масло подлежит смене даже при

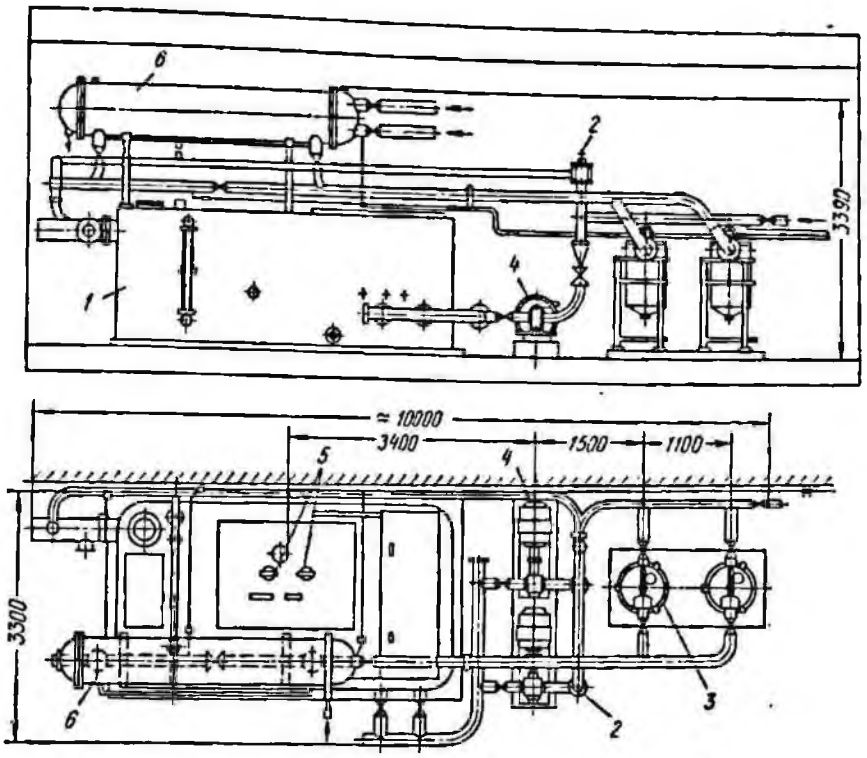


Рис. 145. Смазочная станция жидкой смазки производительностью 600 *л*/мин:

1 — бак-отстойник; *2* — клапан перепускной; *3* — фильтр дисковый; *4* — насосная установка; *5* — рымы для подъема электронагревателей; *6* — маслоохладитель

содержании механических примесей менее 2%.

Подача густой смазки к верхнему подвесу дробящего конуса дробилок ККД, а также к подшипникам качания контрпривода производится примерно один раз в 8 ч. Кольца (сферические шайбы) дробящего конуса у дробилок ККД-1500/180 смазываются через 300 ч, а у дробилок ККД-1200/150 — через 600 ч.

Ориентировочный расход смазочных материалов для дробилок с индивидуальными смазочными станциями приведен в табл. 81.

§ 54. Основные правила техники безопасности

К обслуживанию дробилки допускаются лица (машинисты дробилки), технически подготовленные и усвоившие правила безопасности работы в дробильных отделениях.

В процессе эксплуатации дробилки обслуживающим персоналом должны выполняться требования, предписываемые «Правилами безопасности при обогащении и агломерации руд цветных и черных металлов» [120].

Рабочая площадка оператора, наблюдающего за подачей руды в дробилку и ее работой, должна иметь решетчатые металлические ограждения для предохранения от возможного выброса кусков руды из дробилки на площадку.

Пуск дробилки в работу должен производиться только оператором или машинистом дробилки.

При длительной остановке питателя дробилки руда с него должна быть убрана.

При застревании в рабочем пространстве дробилок больших кусков руды они должны быть удалены из дробилки подъемными средствами или же подорваны с соблюдением действующих правил безопасности при взрывных работах. Извлечение застрявших в дробилке кусков вручную — запрещается.

Разбивать крупные куски руды, застрявшие в рабочем пространстве дробилки, молотками или кувалдами — запрещается.

При спуске людей в рабочее пространство дробилок обязательно применение предохранительных поясов и устройство над загрузочными отверстиями дробилок временных настилов, предохраняющих людей от случайного падения посторонних предметов.

Резка металла, попавшего в дробилку, должна производиться под наблюдением мастера дробильного отделения.

Таблица 81

Ориентировочный расход смазочных материалов[1] для щековых и конусных дробилок

Типоразмер дробилок и смазочные материалы	Производительность станции, л/мин	Расчетная емкость маслобака, л	Принятый срок смены масла, месяцы	Расход смазочного материала по статьям, кг/год		Общий расход смазочного материала, кг/год	
				на замену	на добавление	без регенерации	с учетом регенерации
Дробилки щековые							
900 × 1200:							
СУ	35	700	5	1560	140	1700	880
ИП1	—	—	—	—	—	200	—
1200 × 1500:							
СУ	35	800	5	1780	150	1930	1000
ИП1	—	—	—	—	—	210	—
1500 × 2100:							
СУ	50	900	5	2000	175	2175	1125
ИП1	—	—	—	—	—	240	—
Дробилки конусные крупного дробления							
ККД-500/75							
СУ	50	1000	5	2230	200	2430	1260
ИП1	—	—	—	—	—	80	—
ККД-900/140:							
СУ	125	2500	6	2650	450	3100	1650
ИП1	—	—	—	—	—	120	—
ККД-1200/150:							
СУ	125	3000	6	5600	500	6100	3160
ИП1	—	—	—	—	—	200	—
ККД-1500/180:							
СУ	125	3000	5	6700	700	7400	3880
ИП1	—	—	—	—	—	300	—
Дробилки конусные среднего и мелкого дробления							
КСД и КДМ-1200:							
СУ	70	1400	5	3140	250	3390	1730
ИП1	—	—	—	—	—	53	—
КСД и КМД-1750:							
СУ	70	1600	5	3560	280	3840	1950
ИП1	—	—	—	—	—	75	—
КСД и КМД-2200:							
СУ	125	2000	5	4450	400	4850	2450
ИП1	—	—	—	—	—	96	—

[1] СУ—масло индустриальное 50 (машинное СУ); ИП1—смазка индустриальная для прокатных станов ИП-1.

В случае остановки дробилки под завалом необходимо разобрать электрическую схему электроприводов дробилки и питающего механизма, убрать зависшие куски руды на питающем механизме и после этого производить разгрузку рабочего пространства дробилки под наблюдением старшего мастера или бригадира.

§ 55. Эксплуатация щековых дробилок

Техническое обслуживание дробилок. Перед пуском щековой дробилки ее осматривают, проверяют отсутствие руды или посторонних предметов в рабочем пространстве и выполняют все

Таблица 82

Неисправности щековых дробилок ЩДП и способы их устранения

Характер неисправности	Причины	Меры устранения
Вибрация отдельных частей рамы	Недостаточная затяжка болтовых креплений корпуса дробилки	Остановить дробилку, подтянуть ослабленные болты; часть их снять, нагреть до 100—120° С и вновь поставить на место
Стук в сочленениях распорных плит	Недостаточное натяжение растяжки (штанги) Пружина дала осадку	Затянуть растяжку до устранения стука Остановить дробилку и сменить пружину
Стук вкладышей распорных плит	Ослаблено крепление вкладышей в пазах	Остановить дробилку, закрепить вкладыши в пазах
Металлический стук футеровки	Ослаблено крепление футеровки	Остановить дробилку, осмотреть крепление футеровки, подтянуть болты и распорный клин
Боковая футеровка рамы приобрела подвижность	Ослаблено крепление Обрыв болтов	Остановить дробилку и осмотреть крепление футеровки Подтянуть или заменить болты
Стук в сопряжении шатуна с эксцентриковым валом	Недопустимый износ вкладышей эксцентрикового вала	Остановить дробилку, сменить и отрегулировать прокладку вкладышей
Снизилась скорость вращения вала дробилки	Вытянуты ремни, работают не все ремни	Сдвинуть контрпривод и электродвигатель или заменить ремни
Подвижная щека не качается, слышен стук	Поломка распорной плиты	Остановить дробилку, осмотреть вкладыши распорной плиты. Установить новую плиту
Отсутствует вода для охлаждения узлов трения дробилки	Неисправности водопроводной системы	Увеличить подачу воды и вести тщательное наблюдение за температурой масла. При повышении температуры масла свыше 65 °С остановить дробилку
Нагрев подшипников до температуры, выше допускаемой (температура масла на сливе — выше 65° С)	Чрезмерная затяжка крышек подшипников или сильное натяжение приводных ремней	Остановить дробилку, ослабить шпильки подшипников, обильно смазать их и пустить в ход дробилку; если подшипники продолжают греться, отрегулировать затяжку прокладками
	Недостаточное количество смазки; засорение смазочных канавок	Увеличить количество смазки, прочистить каналы и продавить смазочный материал до появления неотработанной смазки с торцов подшипника
	Плохо пришабрены подшипники	Если подшипники продолжают нагреваться, проверить правильность монтажа вала и пришабрить заново вкладыши

другие работы по техническому обслуживанию, в частности: подтягивают крепежные болты коренных подшипников и дробящих плит, проверяют натяжение пружины оттяжной штанги и приводных ремней; заполняют масленки густой и жидкой смазкой, проверяют работоспособность смазочных систем и т. д.

Щековую дробилку пускают в ход только вхолостую в соответствии с инструкцией и правилами безопасности. Перед пуском дают предупредительный звуковой и световой сигнал.

Дробилку заставляют работать на холостом ходу до достижения нормальной скорости вращения.

Если в период холостой работы не наблюдается ненормального шума (стука, дребезжания, скрипа и т. п.), приступают к работе **под нагрузкой**, причем загружать подлежащий дроблению материал можно не раньше чем через 2—3 *мин* после достижения полной скорости вращения.

Равномерная загрузка щековой дробилки осуществляется регулировкой питателя (вручную или средствами автоматики).

При работе под нагрузкой следует внимательно следить за температурой подшипников, не допуская их нагрева свыше 60° С.

Начинать остановку щековой дробилки рекомендуется только после полного прекращения дробления, т. е. после выпуска всего находящегося в рабочей зоне материала.

После остановки дробилки ее тщательно осматривают (особенно смазочные устройства), обтирают детали, убирают рабочее место и проверяют ширину **разгрузочного отверстия**. Она определяется замером расстояния между зубом одной футеровки (дробящей плиты) и впадиной другой (у основания) в фазе размыкания щек. В случае отклонения от нормы ширина отверстия регулируется соответствующими устройствами (перестановкой опорного клина и др.).

Размер наибольшего куска в питании D должен составлять не более 85% ширины загрузочного отверстия ($D \leqslant 0{,}85\,B$).

Номинальное разгрузочное отверстие b обычно составляет 12—18% размера B, а крупность продукта дробления $d \leqslant 1{,}8b$ (иногда до 2 b), т. е. d равно от 0,2 B до 0,35 B; поэтому наибольшая степень дробления в щековых дробилках

$$i = \frac{D}{d} = 3-4.$$

Возможные **неисправности** в работе щековой дробилки и меры их устранения приведены в табл. 82.

Ремонт щековых дробилок. Практикой установлен следующий порядок технического обслуживания и ремонта дробилок: ежесменный осмотр и обслуживание, текущий ремонт (№ *1*, *2* и *3*), капитальный ремонт.

При **ежесменном** техническом обслуживании выполняются следующие работы: наружная очистка и обтирка машины; проверка действия смазочных и контрольно-измерительных приборов; проверка состояния ремней, защитных ограждений, исправности двигателя и пусковых устройств. Работы выполняются машинистом дробилки во время рабочей смены и в промежутках между сменами.

При **текущем ремонте** № *1* и № *2* основными работами являются: замена быстроизнашивающихся деталей — броневых плит, вкладышей (сухарей); восстановление зазоров; замена набивок и смена прокладок между бронзовыми вкладышами подшипников; ремонт или замена узлов привода; смена масла; ремонт или замена смазочных приборов; зачистка шеек валов; пришабривание подшипников и их пригонка; регулирование механизмов блокировки.

Большему объему и большой сложности ремонтных работ соответствует больший номер текущего ремонта (№ 1, № 2).

Текущий ремонт № *1* и № *2* в зависимости от его сложности осуществляется на месте как силами и средствами обогатительной фабрики (выполняет бригада слесарей под наблюдением механика), так и специализированными ремонтными организациями.

Таблица 83

Ориентировочная продолжительность текущего и капитального ремонта щековых дробилок

Вид ремонта	Продолжительность ремонта [1], ч
Текущий ремонт № *3*	
Замена:	
распорных плит	4—6
брони неподвижной и подвижной щеки . .	8—12
вкладышей коренных подшипников	12—16
вкладышей подшипников шатуна	8—10
втулок подвижной щеки	6—8
Осмотр (ревизия)	24
Капитальный ремонт . . .	48—72

[1] В зависимости от размеров дробилки.

К числу работ, выполняемых при текущем ремонте № *3*, относятся: замена изношенных деталей, заливка подшипников, обточка вала и его последующая шлифовка, ремонт кривошипно-шатунного механизма и аналогичные работы. При ремонте № *3* разбирают узлы машины, которые доставляют в механическую мастерскую фабрики.

Капитальный ремонт включает все работы, предусмотренные сложным ремонтом № 3, и, кроме того, замену деталей со сроком службы, равным ремонтному сроку машины, или восстановление износившихся деталей до номинальных размеров (наваркой, металлизацией и другими способами). Капитальный ремонт машины производится поузловым способом.

При системе планово-предупредительных ремонтов (ППР) все виды ремонтов производятся по плану, причем на каждую машину составляется ремонтный график, в котором показаны виды ремонта и интервалы между ними в часах чистой работы дробилки.

Текущий ремонт № *1* и № *2* производится через 2—3 месяца, ремонт № *3* — ежегодно, капитальный — 1 раз в 4 года.

Ориентировочная продолжительность ремонта отдельных узлов щековых дробилок приведена в табл. 83, срок службы деталей — в табл. 84.

Срок службы футеровки определяется удельным расходом марганцовистой стали, который зависит от прочности дробимых материалов. П. П. Липов [75] рекомендует вычислять расход стали P по формуле

$$P = 0{,}0065\left(\frac{f}{10}\right)^5, \ кг/т, \qquad (223)$$

где f — коэффициент крепости породы по шкале М. М. Протодьяконова.

Расход футеровочной стали на дробление руды приведен в табл. 85.

§ 56. Эксплуатация конусных дробилок крупного дробления

Гирационные конусные дробилки (ККД) применяются для крупного дробления твердых горных пород. Дробилки пригодны для приема руды, добываемой при открытых горных разработках и отгружаемой экскаватором с ковшом емкостью не свыше 3 $м^3$ для дробилки ККД-1200/150 и с ковшом емкостью не свыше 6 $м^3$ для дробилки ККД-1500/300.

Дробилки могут работать как от питателей, так и под завалом. Максимальный

Таблица 84

Средний срок службы деталей щековых дробилок

Детали	Средний срок службы	Норма единовременного запаса
Футеровка щек:		
при $f=10—15$	3—4 месяца	2 комплекта
при $f=15—20$	2,5—3 месяца	2 комплекта
Коренные и шатунные подшипники	1—2 года	1 комплект
Ось подвижной щеки	1—2 года	1 штука
Распорные плиты	От 12 до 30 месяцев	4 штуки
Вкладыши распорных плит	От 1 до 2 лет	2 комплекта

размер кусков материала, загружаемого в дробилку, не должен превышать 0,8—0,85 B.

Не рекомендуется пользоваться конусными дробилками для липких или значительно загрязненных глиной руд и пород.

При эксплуатации конусных дробилок ведется наблюдение за режимом смазки, выполняется регулярное техническое об-

Таблица 85

Расходы футеровочной стали на дробление руды

Фабрика, комбинат	Расход футеровочной стали, $кг/т$
Лебединогорская	0,075
Балхашская	0,043
Кировградская	0,019
СУМЗ	0,030
Джидинская	0,032
Норильская	0,022
ИНГОК	0,083
ЮГОК	0,083
ИКГОК	0,083
ЦКОГ	0,043
СевГОК	0,059
Качканарская	0,021
Коршуновская	0,051
Оленегорская	0,036
Ковдорская	0,025
ССГОК	0,020

Таблица 86

Неисправности гирационных конусных дробилок ККД и КРД и способы их устранения

Характер неисправности	Причины	Меры устранения
Металлический скрип в узле подвеса вала дробящего конуса	Нарушена установка дробилки Недостаточная смазка трущихся деталей Наличие задиров на втулках и опорной шайбе	Выполнить выверку дробилки Обильно смазать узел густой смазкой Поврежденные поверхности деталей прошлифовать
Усиление шума при дроблении и периодический треск	Ослабление брони дробящего конуса Выкрашивание цинковой заливки	Проверить затяжку гаек стопорного кольца Перезалить футеровку конуса
Подпрессовка дробящего конуса при дроблении влажных или глинистых руд	Подъем шайбы противопылевого уплотнения, нарушение уплотнения	Периодически очищать крестовины корпуса от руды
Аварийная остановка дробилки под нагрузкой	Попадание постороннего металлического предмета и аварийное отключение электродвигателя Запрессовка нижней зоны дробления мелочью	При попадании недробимого предмета дробилку разгрузить и извлечь недробимый предмет Очистить разгрузочную щель
Неустойчивая работа клиноременной передачи; ремни спадают	Ослабление ремней Перекос осей шкивов	Натянуть ремни Совместить оси шкивов
Частый выход из строя пальцев муфт, соединяющих приводной вал с валом ведомого шкива (или валом электродвигателя)	Нарушение соосности валов	Привести положение осей валов в соответствие с требованиями на соосность
Сильный стук в зубчатой передаче	Увеличение радиального зазора Увеличение осевого люфта приводного вала	Отрегулировать зазоры по инструкции
Нагрев подшипников	См табл. 82	

служивание и ремонт, соблюдаются правила техники безопасности.

Смазка главнейших деталей конусных дробилок осуществляется специальной автоматической установкой, создающей циркуляцию жидкого масла. Циркуляция обеспечивает отвод тепла от подшипников, эксцентрика и зубчатой передачи.

Масло перед пуском дробилки предварительно подогревают до температуры 30—35° С электроподогревателем, находящимся в масляном баке. Возвратное масло охлаждают водой, подводимой к маслоохладителю.

В первый период работы дробилки масло меняют через 2—4 месяца, а после обкатки — через 4—6 месяцев.

Пуск и нормальная работа. Перед пуском конусной дробилки производят ее внешний осмотр (включая и осмотр всей маслосистемы), проверяют натяжение приводных ремней и затяжку болтовых соединений.

Если в рабочей зоне обнаружены остатки неизмельченного материала, то перед пуском дробилки их удаляют.

Во время работы необходимо следить за нормальным состоянием всех механизмов, в особенности за работой масляного насоса (по контрольному стеклу указателя течения масла и приборам).

В случае выхода из строя насоса дробилку немедленно останавливают.

После окончания работы необходимо осмотреть все части дробилки и выполнить ежесменное техобслуживание.

Наиболее частые неполадки гирационных конусных дробилок и меры их устранения приведены в табл. 86.

Регулировка ширины разгрузочного отверстия. При нормальной (номинальной) ширине разгрузочного отверстия торец дробящего конуса располагается ниже торца наружной чаши. Для уменьшения ширины отверстия конус приподнимают.

Если после повторного уменьшения ширины отверстия до некоторого минимального размера торцы оказываются в одной плоскости, дальнейший подъем конуса выше этого предела не допускается.

Подъем дробящего конуса при уменьшении ширины разгрузочного отверстия производится следующим образом (рис. 146). С траверсы снимают колпак и в кольцевой паз закладывают чистые обтирочные концы во избежание попадания в узел грязи. В торец главного вала ввертывают рым. Вал приподнимают краном с некоторым запасом (на 5—10 *мм*) против необходимого по расчету. При определении величины подъема учитывают уклон образующей дробящего конуса (1 : 6): каждым 6 *мм*

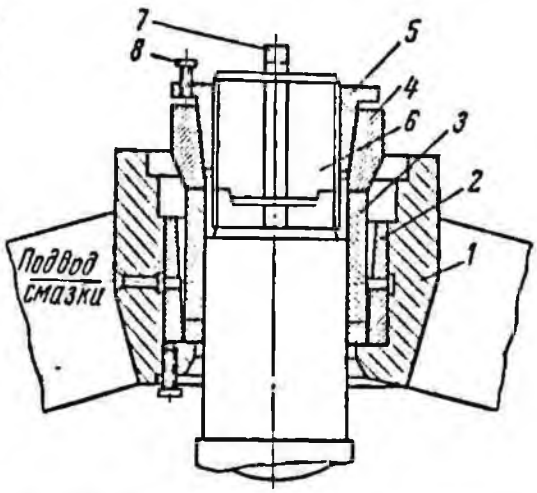


Рис. 146. Узел подвеса вала гирационной конусной дробилки ККД:
1 — ступица траверсы; *2* — неподвижная втулка; *3* — коническая втулка; *4* — обойма; *5* — разрезная гайка; *6* — главный вал; *7* — шпонка; *8* — отжимной винт

подъема конуса соответствует уменьшение ширины разгрузочного отверстия на 1 *мм*.

С помощью трех отжимных винтов, ввертываемых во фланец разрезной гайки, обойма, охватывающая гайку, осаживается вниз; затем болты вывертывают настолько, чтобы концы их не выступали за нижнюю поверхность фланца. После этого выбивают клиновую шпонку, удерживающую гайку на валу. Вал при этом остается на весу.

При помощи специального ключа с надетой на него съемной рукояткой разрезная гайка (с правой резьбой) опускается вниз по валу на глубину, необходимую для подъема конуса. Следует учитывать, что один оборот разрезной гайки соответствует подъему вала конуса на 20 *мм*, т. е. уменьшению ширины разгрузочной щели на 3,3 *мм* (для ККД-1500/180).

После поворота гайки висящий на кране вал вместе с дробящим конусом опускают на место (до ослабления поддерживающего каната) и проверяют ширину разгрузочной щели.

При помощи ручной станции густую смазку прожимают до тех пор, пока масло не покажется из зазора между рабочими поверхностями (см. рис. 146). Затем надевают защитный колпак и крепят его болтами.

Когда в результате износа брони возможность уменьшения разгрузочного отверстия посредством подъема конуса полностью исчерпана, отверстие должно быть уменьшено за счет замены нижних поясов футеровочных плит.

Заменять броню рекомендуется в следующем порядке. Когда уменьшают разгру-

зочное отверстие первый раз, то меняют только нижний пояс футеровки корпуса. Повторное уменьшение размера отверстия достигается заменой всего дробящего конуса с установленной на нем новой футеровкой.

Детали подвеса вала в траверсе. Осматривают детали узла при снятом колпаке, удаляют загрязненное масло и подают свежее ручным насосом (один раз в неделю). Одновременно проверяют, не провертывается ли неподвижная втулка, запрессованная в ступицу траверсы (см. рис. 146).

Дробящий конус. Проверяют, не ослабла ли гайка, стягивающая броню, в сохранности ли стопорное кольцо на гайке (один раз в неделю).

Пылевое уплотнение. Очищают детали от грязи и старую мазь заменяют свежей густой (не реже чем через два недели).

Бронзовые втулки. Осматривают внутреннюю поверхность и измеряют зазоры, определяющие износ втулок (не реже одного раза в шесть месяцев); в тот же срок осматривают бронзовые диски и шайбы.

Предохранительное устройство на приводном шкиве. Клиноременный шкив соединяется с приводным валом четырьмя предохранительными валиками (пальцами) диаметром 25 мм, имеющими посередине ослабленное сечение, которое рассчитано на передачу наибольшей допустимой нагрузки. Если в дробилку попадает крупный недробимый предмет, предохранительные валики должны срезаться, что предотвращает поломку более ответственных деталей. Проверка состояния валиков — не реже одного раза в месяц.

Таблица 87

Срок службы деталей конусных дробилок по ГОСТ 6937—69

Наименование деталей	В годах не менее
Шестерня приводного вала	3
Зубчатое колесо эксцентрика	5
Цилиндрическая и коническая втулки эксцентрика	8 месяцев
Корпус и вал дробящего конуса	5

Примечания: 1. Срок службы дробилок до первого капитального ремонта не менее 4 лет.

2. Для высокопрочных и труднодробимых материалов срок службы цилиндрических втулок не менее 4 месяцев.

Контрольные приборы смазки и блокировки. Проверяют не реже одного раза в год.

Средняя периодичность ремонтов при трехсменной работе принимается (в месяцах) для текущего ремонта № 1 и № 2 — 0,5; для ремонта № 3 — 3 и для капитального ремонта — 48.

Срок службы деталей дробилок ККД приведен в табл. 87.

Расход стали см. табл. 85.

§ 57. Эксплуатация конусных дробилок среднего и мелкого дробления

Загрузка и разгрузка дробилки. Неравномерное распределение материала по периметру круговой зоны дробления вызывает перегрузку дробилки и нежелательный односторонний износ неподвижной брони. Для равномерной загрузки поток материала должен направляться на распределительный диск дробилки почти вертикально, с небольшой скоростью.

Необходимо регулярно наблюдать за процессом разгрузки дробилки, не допуская завала нижней ее части дробленой рудой. При образовании завала работу надлежит немедленно прекратить.

Настройка разгрузочного отверстия на требуемую крупность продукта. Для поддержания требуемой крупности продукта дробления по мере износа брони необходимо восстанавливать изменившийся размер разгрузочного отверстия поворотом регулировочного кольца на некоторый угол.

Ширину разгрузочного отверстия замеряют свинцовой пластинкой, опускаемой на проволоке в зону разгрузочного отверстия. Замер производится в нескольких точках по периметру дробящего конуса. Разность измерений не должна превышать 10—15% (относительных), в противном случае броню рекомендуется сменить или переточить.

Если поворот регулировочного кольца затруднен (вследствие засорения резьбы или отсутствия в ней смазки), то можно пропустить через дробилку некоторое количество материала при освобожденных стопорных устройствах. Такой прием облегчает поворачивание кольца.

После настройки дробилки необходимо закрепить регулировочное кольцо стопором (клиньями на стойках и тягах или гребенками в зависимости от того, какое из этих приспособлений имеется). Не разрешается работать без закрепления стопорных устройств и затяжки клиньев.

Регулировка натяжения пружин. Если даже во время нормаль-

Таблица 83

Неисправности конусных дробилок КСД и КМД и способы их устранения

Неисправности	Причины	Способы устранения и предупреждения
Вибрация дробилки, частое срабатывание пружин	Большое количество влажной мелочи в питании при малом разгрузочном отверстии	Отрегулировать питание дробилки
	Недостаточная и неравномерная затяжка пружин или недостаточная их жесткость	Проверить затяжку пружин согласно инструкции завода
В продукте дробления большое количество крупных кусков	Ослабли пружины	Уменьшить размер разгрузочного отверстия
Попадание рудной пыли и мелочи в смазку	Неисправность гидрозатвора	Очистить затвор и отрегулировать расход воды
	Подпрессовка дробилки	Очистить разгрузочную зону
Резкий стук; верх дробилки при этом приподнимается, затем дробилка продолжает работать нормально	Попадание в дробилку металлических предметов	В конце смены следует остановить дробилку и проверить состояние зацепления зубчатой передачи
Усиление шума при дроблении и периодический треск	Ослабление брони дробящего конуса	Периодическая проверка и затяжка гайки дробящего конуса В случае выкрашивания цинковой заливки — перезалить бронь
	Ослабление брони регулировочного кольца, лопнул болт или серьга	Остановить дробилку, перезалить футеровку
Глухой треск, привод вращается, дробящий конус неподвижен	Поломка зубьев у шестерен (вследствие недопустимого износа малой шестерни и большого осевого люфта приводного вала)	Остановить дробилку, заменить детали и отрегулировать зацепление
Дробилка вибрирует: дробящий конус быстро вращается	Зажатие (прихватывание) вала дробящего конуса в конической втулке вследствие: работы без смазки или на грязной смазке; проседания дробящего конуса в связи с выработкой или разрушением сферического подпятника; недостаточных зазоров	Остановить дробилку, выяснить причину и устранить ее

ной работы дробилки пружины часто «срабатываются», что характеризуется резким стуком от ударов опорного кольца о станину, то надлежит установить и устранить причину таких неполадок в работе дробилки (см. табл. 88).

Частые попадания в дробилку недробимых предметов обусловливают преждевременный износ ее ответственных деталей, или даже выход их из строя, поэтому необходимо принимать соответствующие предупредительные меры, например установить магнитный улавливатель.

Уход за узлами

Опорное кольцо. При частом срабатывании пружин возможно повреждение опорного кольца, поэтому его необходимо периодически осматривать.

Требуется регулярно вводить густую смазку в область трапецеидальной резьбы через пружинные масленки, установленные по наружной стороне опорного кольца. Броня регулировочного кольца во время работы дробилки воспринимает ударные нагрузки. Важно, чтобы она не расшатывалась, поэтому периодически, а также при каждом удобном случае необходимо проверять затяжку гаек на скобах. Ослабление гаек создает возможность выкрашивания и выпадания цинковой заливки и, как следствие, приводит к необходимости перезаливки брони.

Опорная чаша. Сферический подпятник укрепляется на опорной чаше посредством вертикальных цилиндрических штифтов, залитых баббитом. Необходимо следить за тем, чтобы подпятник не изнашивался до штифтов.

При каждом удобном случае необходимо прочищать канавки для стока масла на сферическом подпятнике.

Пылевой гидравлический затвор. Для гидравлического затвора следует применять воду с незначительным количеством осадка. Для этой же цели через затвор необходимо пропускать лишь то количество воды, при котором она не будет выплескиваться через борты (режим работы устанавливают сразу же после монтажа непосредственным замером расхода на сливе). В случае остановки дробилки на срок более 8—10 ч воду из затвора выпускают (даже если затвору не угрожает замерзание) для предотвращения закупорки сливного отверстия продуктами ржавления. При длительных остановках рекомендуется полностью выпускать воду из затвора и заливать его маслом.

Следует вести наблюдение за тем, насколько выходящая из затвора вода загрязнена маслом. Резкое повышение содержания масла в воде указывает на то, что сточные канавки у маслоотражательного кольца закупорились и их необходимо прочистить.

Нельзя работать (даже в течение короткого промежутка времени) без гидравлического затвора, так как пыль может проникнуть в зону смазки, сточные канавки могут закупориться, масло загрязниться, в результате чего сферический подпятник и другие трущиеся детали будут быстро изнашиваться.

Приводной механизм. Необходимо следить за состоянием резиновых колец соединительной муфты и своевременно производить их смену, а также наблюдать за исправным состоянием роликовых подшипников.

Недопустим повышенный износ малой конической шестерни, так как поломка ее может вызвать дополнительные повреждения в узле эксцентрика.

Важнейшие неисправности дробилок КСД и КМД и способы их устранения приведены в табл. 88; сроки службы узлов и деталей — в табл. 89.

Расход сменных частей дробилок КСД составляет 2,5 *г/т* для руд с коэффициентом крепости $f = 10 \div 11$ и 3,5 *г/т* для руд с коэффициентом крепости $f = 12$ и выше. Для дробилок КМД — расход сменных частей на 30—50% больше [75].

Таблица 89

Срок службы деталей конусных дробилок КСД и КМД по ГОСТ 6937—69

Наименование деталей	В годах не менее
Шестерня приводного вала	2
Зубчатое колесо эксцентрика	3
Сферический подпятник . . .	3
Цилиндрическая и коническая втулки эксцентрика	8 месяцев
Корпус и вал дробящего конуса	4

Примечания. 1. Срок службы дробилок до первого капитального ремонта не менее 3 лет. 2. Для высокопрочных и труднодробимых материалов срок службы цилиндрической и конической втулок эксцентрика не менее 4 месяцев.

§ 58. Защита дробилок от попадания металлических предметов[1]

Для предотвращения попадания в дробилки металлолома применяются железоотделители, металлоискатели и комбини-

[1] § 58 составлен Е. Л. Крицким.

рованные системы, состоящие из железоотделителей и металлоискателей. Системы «металлоискатель — железоотделитель» обеспечивают удаление с ленты конвейера ферромагнитных предметов и автоматическую остановку конвейера при прохождении немагнитных металлических деталей или предметов, не притянутых железоотделителем.

Наиболее распространенными на рудообогатительных фабриках металлоискателями являются: металлоискатели типа МТ-6 (СПКБ треста «Ювмонтажавтоматика»), типов ЭМИ-64ПФ и ЭМИ-64П (завода «Севкавэлектроприбор») и конструкции Новокриворожского горнообогатительного комбината.

Действие металлоискателя МТ-6 [79] основано на использовании ухудшения добротности колебательного контура генератора под влиянием потерь на вихревые токи, которые возникают в массе обнаруживаемых металлических предметов [67].

Металлоискатель МТ-6 может применяться не только на немагнитных, но и на ферромагнитных рудах. Для отстройки прибора от влияния массы самой железной руды в схеме предусмотрено использование цепи частотнозависимой обратной связи.

Технические данные металлоискателя МТ-6

Размер обнаруживаемых металлических предметов	Не менее 1,5—2% среднего диаметра «окна» датчика
Модификации конвейерных рамок для ширины ленты конвейера, *мм*	650—900; 900—1200; 1200—1600; 1600—2000
Температура окружающей среды, °С	От —10 до +45

Металлоискатель ЭМИ-64ПФ предназначается для обнаружения металлических предметов в потоке руд цветных металлов, если руды имеют лишь отдельные ферромагнитные включения [164]. Основные узлы металлоискателя: автогенератор, импульсный усилитель, источник питания.

Колебательный контур генератора образуется катушкой индуктивности и емкостями. Снимаемое с контура напряжение детектируется, фильтруется и поступает на регулятор чувствительности, откуда сигнал подается на импульсный усилитель, с которым связано реле, управляющее сигналами, а также магнитным пускателем электродвигателя конвейера.

Технические данные металлоискателя ЭМИ-64ПФ

Минимальный вес обнаруживаемых предметов из черных и цветных металлов, проходящих через контролируемую зону (на расстоянии 300 *мм* от плоскости датчика), *кг*:	
для лент, не имеющих металлических соединений	0,5
для лент с металлическими соединениями	P* + 0,5
Рабочая частота автогенератора, *кгц*	1—1,5
Ширина ленты конвейера, *мм*	До 1600
Скорость ленты конвейера, *м/сек*	Не менее 0,5

* P — суммарная масса металлических соединений, *кг*.

Металлоискатель ЭМИ-64П. Прибор предназначен для обнаружения металлических предметов в потоке руд цветных металлов и других сыпучих материалов, не имеющих ферромагнитных включений [165]. Металлические предметы обнаруживаются в результате появления в их массе вихревых токов, возникающих под влиянием переменного магнитного поля, которое наводится датчиком металлоискателя.

В отличие от металлоискателя ЭМИ-64ПФ этот прибор собран полностью на транзисторах. Конвейерная рама (датчик) состоит из двух катушек, находящихся в общем неметаллическом корпусе. Катушки включены встречно для ослабления влияния помех. Датчик монтируется над конвейерной лентой.

Технические данные металлоискателя ЭМИ-64П

Чувствительность, *кг*:	
для лент, не имеющих металлических соединений	0,2—0,5
для лент с металлическими соединениями	$(P+0{,}2)$— —$(P+0{,}5)$
Рабочая частота автогенератора, *кгц*	4—5
Ширина ленты конвейера, *мм*	До 2000
Скорость ленты конвейера, *м/сек*	Не менее 0,5

Металлоискатель НКГОК. Схема металлоискателя разработана спе-

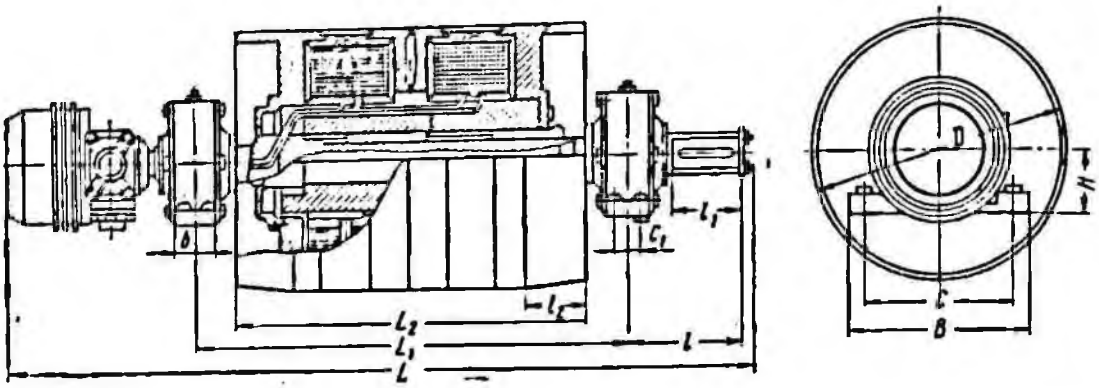


Рис. 147. Общий вид электромагнитных шкивов типа ЭШ

цельно для работы прибора на ферромагнитных рудах.

Генератор собран на двойном триоде по схеме с катодной связью. Датчиком является катушка, выполненная в виде конвейерной рамки разборной конструкции.

Импульсный сигнал, вызванный прохождением металлического предмета, усиливается, выпрямляется и подается на сетку тиратрона. Тиратрон зажигается и реле срабатывает.

Технические данные металлоискателя ПКГОК

Минимальный размер обнаруживаемых металлических предметов, *мм*:	
из стали марки Ст.-3 .	60×60×2
из марганцовистой стали	150×150×4
Рабочая частота генератора	5,5—6
Ширина ленты конвейера, *мм*	До 1300
Скорость ленты конвейера, *м/сек*	1,5

Для извлечения ферромагнитных металлических предметов из потока руды на обогатительных фабриках применяются электромагнитные железоотделители [67], изготовляемые Ворошиловградским машиностроительным заводом им. Пархоменко, и грузоподъемные электромагниты, выпускаемые заводом «Динамо» им. Кирова.

Выпускаются железоотделители трех видов: электромагнитные шкивы типа ЭШ, электромагнитные барабаны типа БМ (для лент шириной 1200, 1400, 1600 и 2000 *мм*) и подвесные электромагнитные сепараторы типа ЭП (для конвейеров с лентой шириной от 500 до 1600 *мм* включительно).

Электромагнитные шкивы типа ЭШ устанавливаются вместо ведущего или ведомого барабана конвейера. Общий вид магнитных шкивов показан на рис. 147; размеры приведены в табл. 90; Основные параметры — в табл. 91.

Электромагнитные барабаны типа БМ (табл. 92) устанавливаются в местах перегрузки материала. В электромагнитных барабанах в отличие от шкивов полюсная система неподвижна и может быть повернута в заданных пределах (рычагом). Обечайка барабана приводится во вращение цепной передачей от приводной звездочки ленточного конвейера или от специального привода. В зоне разгрузки притянутых к барабану металлических деталей расположен магнитный шунт, ослабляющий действие магнитного

Таблица 90

Размеры электромагнитных шкивов типа ЭШ (к рис. 147)

Тип электромагнитного шкива	*D*	*B*	*b*	*C*	C_1	*L*	L_1	L_2	*l*	l_1	l_2	*H*
ЭШ 5/6,3-1 . .	630	420	130	360	80	1850	950	600	288	170	150	140
ЭШ 6,5/6,3-1 .	630	420	130	360	80	1850	950	750	288	170	200	140
ЭШ 8/6,3-1 . .	630	420	130	360	80	2295	1400	950	292	170	200	140
ЭШ 10/6,3-1 .	630	420	130	360	80	2295	1400	1150	292	170	200	140
ЭШ 8-1 . . .	800	500	130	420	80	2430	1400	950	380	220	200	170
ЭШ 10-1 . . .	800	500	130	420	80	2430	1400	1150	380	220	300	170
ЭШ 12-1М . .	1000	600	140	500	80	2810	1750	1460	416	250	300	200

Таблица 91

Основные параметры электромагнитных шкивов типа ЭШ

Параметры	Типоразмеры						
	ЭШ 5/0,3-1	ЭШ 6,5/6,3-1	ЭШ 8/6,3-1	ЭШ 10/6,3-1	ЭШ 8-1	ЭШ 10-1	ЭШ 12-1М
Ширина ленты конвейера, *мм*	500	650	800	1000	800	1000	1200
Диаметр шкива, *мм*	630	630	630	630	800	800	1000
Потребляемая мощность, *квт*	2,55	2,55	3,4	3,4	5,35	5,35	6,48
Напряжение источника постоянного тока, *в*	110 или 220						
Допускаемый крутящий момент на валу, *кгс·см*	50 000	50 000	50 000	50 000	80 000	80 000	120 000
Скорость движения конвейерной ленты не более, *м/сек*	2						
Наибольшая толщина слоя материала на ленте, *мм*	170	170	180	180	250	250	300
Предельно допустимая температура сепарируемого материала и окружающей среды, *град*	+35° С						
Допустимая температура нагрева обмотки при температуре окружающей среды +35° С, *град*	+140°С						
Масса (без станции управления и моторгенератора), *кг*	1425	1468	1980	2035	3008	3059	4961

Таблица 92

Основные параметры электромагнитных барабанов типа БМ

Параметры	Типоразмеры		
	БМ 12/10	БМ 14/10	БМ 18/10
Ширина ленты конвейера, *мм*	1200	1400	1600—2000
Длина рабочей поверхности барабана, *мм*	1330	1530	1884
Потребляемая мощность, *квт*	3,42	3,42	5,94
Скорость вращения барабана, *об/мин*	34	34	34
Толщина слоя сепарируемого материала, *мм*	300	300	300
Предельная температура окружающего воздуха и сепарируемого материала, °С	35	35	35
Допустимая температура нагрева обмотки, °С	140	140	140
Масса, *кг*	5150	5700	6072

Таблица 93

Основные параметры подвесных электромагнитных сепараторов ЭП1 и ЭП2

Параметры	Типоразмеры					
	ЭП1-650	ЭП1-800	ЭП1-1000	ЭП2-1200	ЭП2-1400	ЭП2-1600
Ширина ленты конвейера, *мм*	650	800	1000	1200	1400	1600
Длина полюсного наконечника, *мм*	660	660	850	1030	1200	1400
Потребляемая мощность, *квт*	—	3,2	—	—	4,68	—
Напряжение, *в*	110 или 220					
Расстояние от полюсных наконечников до ленты конвейера, *мм*	—	120	—	—	120	—
Предельная толщина слоя материала на конвейере, *мм*	100					
Масса (без пускового устройства), *кг*	1489	1489	1512	2940	2954	2970

поля (последнее становится недостаточным для удержания металла на поверхности обечайки).

Подвесные электромагнитные сепараторы (рис. 148, табл. 93) могут применяться при толщине слоя материала на ленте конвейера не более 100 *мм*. При большей толщине слоя ферромагнитные предметы, лежащие в нижней его части, извлекаются не полностью.

Серийно изготовляются подвесные сепараторы двух типов: ЭП1 и ЭП2. Каждый из них выпускается в трех модификациях (в зависимости от ширины конвейерной ленты). Заводом намечается изготовление новых типов электромагнитных сепараторов для ленточных конвейеров с лентой шириной до 2000 *мм*.

На обогатительных фабриках наряду с сепараторами используются выпускаемые заводом «Динамо» круглые (рис. 149, табл. 94) и прямоугольные (табл. 95) грузоподъемные электромагниты.

Эти электромагниты рассчитаны на работу в повторно-кратковременном режиме: продолжительность рабочего периода должна составлять не более 50% продолжительности всего цикла (10 *мин*). Поэтому они могут работать наиболее эффективно в комплексе с металлоискателями.

Подъемная сила электромагнитов зависит от их мощности, формы и размера притягиваемого предмета, от степени нагрева обмотки магнитной системы, а также от расстояния между полюсами магнитной системы, и поверхностью металлического предмета, находящегося в слое руды.

Комплексные системы

При нормальном режиме питания обмоток железоотделителей намагничивающим током они не извлекают тяжелые ферро-

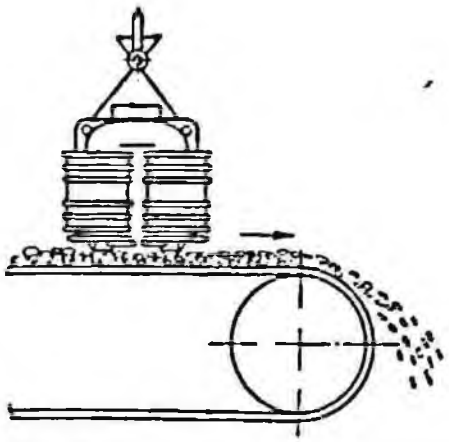


Рис. 148. Схема установки подвесного электромагнитного сепаратора

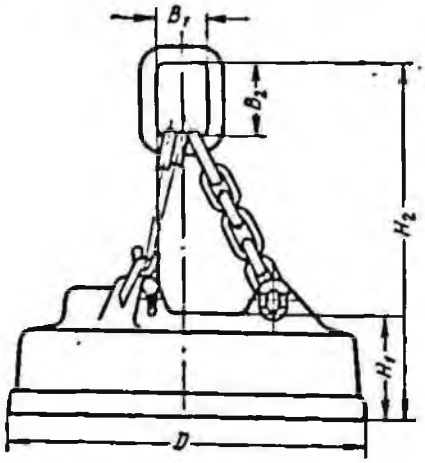


Рис. 149. Общий вид и основные размеры круглых электромагнитов

Таблица 94

Размеры круглых электромагнитов

Тип электромагнита	Размеры, мм					Масса, кг
	D	B_1	B_2	H_1	H_2	
М—22; М—22Т	785	100	175	235	785	550
М—42; М—42Т	1170	150	250	305	1135	1560
М—62А; М—62АТ	1600	150	250	375	1320	3500

магнитные предметы сравнительно больших размеров, а также не предохраняют дробилку от попадания в них немагнитных предметов. Повышение эффективности защиты дробилок может быть достигнуто применением комплексных систем, состоящих из одного или двух металлоискателей и железоотделителей (улучшаются условия работы как тех, так и других).

В зависимости от конкретных производственных условий могут применяться различные схемы сочетаний металлоискателей и железоотделителей.

Металлоискатель-железоотделитель. При такой схеме конвейерная рамка металлоискателя размещается перед железоотделителем так, чтобы время, необходимое для движения металлического предмета до полюсов железоотделителя, было несколько больше времени нарастания тока в его обмотках — от пониженного до номинального или форсированного значения.

Таблица 95

Основные параметры грузоподъемных электромагнитов

Типы магнита	Подъемная сила (при непосредственном контакте магнита с поднимаемым предметом) в зависимости от материала и формы груза, кг				Мощность, квт
	болванка или плита	чугун в чушках	скрап стальной	стружка стальная	
Круглые:					
М—22; М—22Т	6 000	200	200	80	2,3
М—42; М—42Т	16 000	600	600	200	7,15
М—62А; М—62АТ	20 000	2000	2000	650	12,4
Прямоугольные:					
ПМ—15; ПМ—15Т	—	—	—	—	2,3
ПМ—25; ПМ—25Т	—	—	—	—	5,0

Нормально железоотделитель питается пониженным током, достаточным для удержания притянутых металлических предметов на поверхности его полюсов. Но при обнаружении металлоискателем находящегося в руде металлического предмета им дается команда на форсирование намагничивающего тока в железоотделителе и последний притягивает металл. Продолжительность форсировки тока задается паузным механизмом.

Недостатком схемы является отсутствие контроля за работой железоотделителя, поэтому ее применение не может быть рекомендовано для тех объектов, где возможно попадание немагнитных металлических предметов, например, из марганцовистой стали.

Железоотделитель — металлоискатель. Преимуществом этой схемы по сравнению с предыдущей является ее большая надежность, так как работа железоотделителя в данном случае дополнительно контролируется металлоискателем. Однако при такой схеме исключается возможность повышения эффективности работы железоотделителя в результате кратковременного форсирования тока. В данном случае роль железоотделителя сводится главным образом к сокращению количества срабатываний металлоискателя под влиянием относительно мелких ферромагнитных металлических предметов, притягиваемых железоотделителем. В некоторых случаях это может оказаться целесообразным, так как неодинаковая чувствительность металлоискателей к металлу в разных зонах конвейерной рамы делает невозможной полную отстройку прибора от влияния небольших металлических предметов, проходящих вблизи обмотки рамок.

Металлоискатель — железоотделитель — металлоискатель.

Наиболее надежной является схема, состоящая из двух металлоискателей и железоотделителя, расположенного между ними. Первый металлоискатель дает команды железоотделителю, который работает в этом случае в повторно-кратковременном режиме форсированного питания, что обеспечивает наиболее эффективное его использование. Второй металлоискатель контролирует работу железоотделителя, останавливая конвейер при попадании немагнитных или очень тяжелых магнитных металлических предметов, не уловленных железоотделителем. Количество остановок конвейера в этом случае будет минимальным, так как на обогатительных фабриках подавляющее количество посторонних металлических предметов обладает магнитными свойствами.

РАЗДЕЛ III

КЛАССИФИКАЦИЯ В ВОДНОЙ И ВОЗДУШНОЙ СРЕДАХ

Глава XIV

Закономерности свободного и стесненного падения частиц

§ 59. Закономерности свободного падения частиц

Классификация продуктов в жидкой или воздушной среде, а также гравитационные методы обогащения основаны на различии в скоростях падения частиц разного размера и плотности в этих средах.

Падение тел может быть свободным и стесненным.

Свободным называется падение одиночного тела в безграничной среде или падение тела в жидкости, находящейся в сосуде, размеры поперечного сечения которого велики по сравнению с размерами падающего тела.

Если падение тела в жидкости происходит в сосуде, размеры сечения которого сопоставимы с размерами тела, или падение тела происходит в жидкости, в которой находятся другие тела, сходные с ними или отличающиеся от него размерами, плотностью и формой, то такое падение будет **стесненным**.

Скорость падения частиц относительно жидкости определяется соотношением следующих действующих на частицы сил: силы тяжести, подъемной (архимедовой) силы, гидродинамического сопротивления жидкости и сил механического взаимодействия частиц при их соприкосновении.

Сила тяжести (вес) P, направленная вниз, определяется объемом V и плотностью $\rho_т$ частицы

$$P = V\rho_т g, \qquad (224)$$

где g — ускорение свободного падения.

Подъемная (архимедова) **сила**, направленная вверх, равна

$$R = V\rho_ж g, \qquad (225)$$

где $\rho_ж$ — плотность жидкости.

Гидродинамическое сопротивление зависит от размеров и формы частиц, плотности и вязкости жидкости, скорости и ускорения частицы относительно жидкости, а в условиях стесненного падения — и от расстояния между частицами.

Гидродинамическое сопротивление возникает вследствие трения жидкости о поверхность тела, а также перепада давления между передней (по отношению к движению) и противоположной частью его поверхности. При больших скоростях перепад давления определяется в основном образованием вихрей за «кормой» движущегося тела.

Сила трения и образование вихрей обусловлены вязкостью жидкости. Чем больше размеры тела и его скорость и чем меньше вязкость, тем больше вихревая область и сопротивление, вызванное перепадом давления, по тем меньше сопротивление, вызванное трением о поверхность тела.

Силы механического взаимодействия частиц определяются массой частиц и скоростью их соприкосновения.

В классифицирующих и гравитационных обогатительных аппаратах происходит только совместное падение многих частиц. Свободное падение является частным случаем стесненного, когда количество частиц в пульпе стремится к нулю. Вследствие относительной простоты свободное падение подверглось наиболее подробному изучению. Формулы скорости свободного падения были положены в основу многих формул стесненного падения, в которые вводились соответствующие поправки. Формулы скорости свободного падения применяются для расчетов аппаратов, в которых степень стесненности незначительна (содержание твердого в пульпе мало).

Сила гидродинамического сопротивления F жидкости при движении в ней частицы (зерна) со скоростью v выражается формулой [66]

$$F = \psi\rho_ж v^2 d^2, \qquad (226)$$

где ψ — коэффициент гидродинамического сопротивления;

$\rho_ж$ — плотность жидкости;

d — характерный размер частицы (например, диаметр равновеликого по объему шара).

При падении в неподвижной жидкости с начальной нулевой скоростью частица

(зерно) под действием силы тяжести будет постепенно увеличивать скорость падения, при этом одновременно будет расти и сила сопротивления F. По истечении некоторого промежутка времени частица приобретает практически постоянную скорость, называемую **конечной скоростью падения**. С этого момента сила тяжести P и подъемная сила R уравновесятся силой гидродинамического сопротивления F. Поэтому с учетом формул (224)—(226) для шарообразных частиц $\left(V = \frac{\pi d^3}{6}\right)$ справедливо равенство

$$\frac{\pi d^3}{6}(\rho_т - \rho_ж)\, g = \psi \rho_ж v^2 d^2. \qquad (227)$$

Коэффициент гидродинамического сопротивления ψ зависит от формы и ориентации частицы в пространстве и является функцией безразмерного числа Рейнольдса Re, определяемого по формуле

$$\mathrm{Re} = \frac{\rho_ж v d}{\mu} = \frac{v d}{\nu}, \qquad (228)$$

где μ и $\nu = \frac{\mu}{\rho_ж}$ — соответственно динамический и кинематический коэффициент вязкости.

Зная зависимость коэффициента сопротивления ψ от числа Рейнольдса Re, по формуле (228) можно определить скорость v падения частицы в жидкости.

Поскольку коэффициент сопротивления шара не зависит от его ориентации в пространстве, **сферическая форма частиц** была принята в качестве исходной при исследовании их движения в жидкости. Основные закономерности падения шаров в жидкости справедливы и для несферических частиц с поправками на влияние их формы.

На рис. 150 показан график (диаграмма Релея) зависимости коэффициента сопротивления ψ от числа Рейнольдса Re для правильных шаров [77]. Этот график имеет четыре характерные области.

1. Область малых чисел Рейнольдса ($\mathrm{Re} < 1$), иначе **ламинарная** область, где коэффициент ψ уменьшается обратно пропорционально Re. На рис. 150, построенном в логарифмическом масштабе, этот участок графика представлен прямой линией KF с угловым коэффициентом, равным —1; в этой области две трети общего гидродинамического сопротивления F составляет сила трения жидкости о поверхность частицы, а одна треть приходится на долю сопротивления за счет перепада давления [66].

2. **Переходная область** ($1 < \mathrm{Re} \leqslant 10^3$), в которой коэффициент сопротивления убывает медленнее, чем в первой области, приближаясь к постоянной величине. Здесь сила сопротивления обусловливается трением жидкости о поверхность шара и перепадом давления.

Хотя коэффициент сопротивления в области малых чисел Рейнольдса и в переходной постепенно уменьшается с увеличением Re, сила сопротивления F при этом непрерывно увеличивается, согласно формуле (226).

3. Область изменения чисел Рейнольдса $10^3 < \mathrm{Re} < 10^5$, в которой коэффициент сопротивления является приблизительно постоянной величиной ($\psi \approx 0{,}16$), а сила сопротивления определяется почти целиком перепадом давления (**турбулентная область**).

4. Область резкого снижения коэффициента сопротивления ($10^5 < \mathrm{Re} < 3 \cdot 10^5$), в которой с увеличением скорости v сила сопротивления понижается. Это явление, получившее название «кризиса сопротивления», вызвано сужением вихревой области за частицей вследствие перехода так называемого ламинарного пограничного слоя в турбулентный.

Для частиц **несферической** формы зависимость между коэффициентом сопротивления и числом Рейнольдса имеет аналогичный вид.

Скорости свободного падения частиц определяются: по теоретическому уравнению; по эмпирическим и интерполяционным формулам; по графикам; по таблицам, составленным на основе экспериментальных данных.

Скорость падения шаров по теоретическому уравнению может быть рассчитана только для

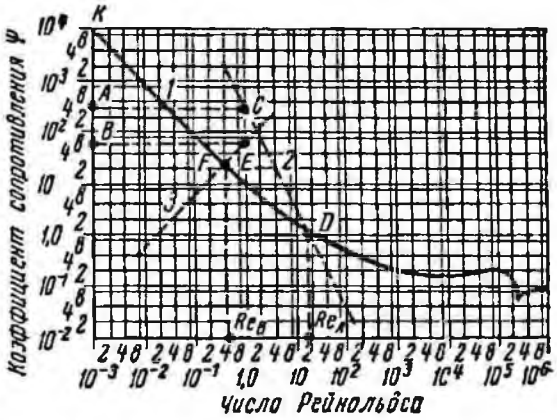


Рис. 150. Зависимость коэффициента сопротивления Ψ от числа Рейнольдса Re при падении шаров в жидкостях (диаграмма Релея):
1 — кривая Релея; *2* — прямая $\mathrm{Re}^3\,\psi = A$; *3* — прямая $\psi/\mathrm{Re} = B$

Области применения	Показатель степени n	Формула скорости	Система единиц [1] см·г·сек		
			K	ν^{1-2n}	скорость v, см/сек
Для всех областей (общий вид формулы)	n	$v = Kd^{3n-1}\nu^{1-2n}\Delta^n$	—	—	—
Ламинарное движение (Стокс)	1	$v_1 = Kd^2\nu^{-1}\Delta$	54,5	100	$5450d^2\Delta$
Начало переходной области	$^5/_6$	$v_2 = Kd^{5/6}\nu^{-5/6}\Delta^{5/6}$	23,6	21,54	$506d^{5/6}\Delta^{5/6}$
Середина переходной области (Аллен)	$^2/_3$	$v_3 = Kd\nu^{-1/3}\Delta^{2/3}$	24,3	4,64	$113{,}2d\Delta^{2/3}$
Конец переходной области	$^3/_5$	$v_4 = Kd^{3/5}\nu^{-1/5}\Delta^{3/5}$	37,2	1,67	$6{,}2d^{3/5}\Delta^{3/5}$
Турбулентное движение (Ньютон, Риттингер) . .	$^1/_2$	$v_5 = Kd^{1/2}\Delta^{1/2}$	57,5	1,00	$57{,}5d^{1/2}\Delta^{1/2}$

[1] Диаметр в формуле скорости берется в см; значения ν^{1-2n} вычислены для воды при температу

малых чисел Рейнольдса ($\mathrm{Re} < 1$), соответствующих условию ламинарного движения. В этом случае, как было показано [66], сила сопротивления выражается формулой

$$F = 3\pi\mu v d,$$

что соответствует зависимости

$$\psi = \frac{3\pi}{\mathrm{Re}}. \qquad (229)$$

Тогда на основании равенств (227) и (229) скорость может быть определена по уравнению

$$v = \frac{gd^2(\rho_т - \rho_ж)}{18\mu} \qquad (230)$$

или

$$v = Kd^2\nu^{-1}\Delta,$$

где $\Delta = \frac{\rho_т - \rho_ж}{\rho_ж}$ — относительная разность плотностей;

$K = \frac{g}{18}$ — постоянный коэффициент.

Для расчета скорости падения сферических частиц предложены эмпирические и интерполяционные формулы, полученные, как правило, на основании аппроксимации кривой Релея. Так, предложена формула [96, 102], аппроксимирующая всю кривую до $\mathrm{Re} \leqslant 10^4$

$$\mathrm{Re}^2\psi = 3\pi\,\mathrm{Re} + \frac{5}{3}\mathrm{Re}^{1.5} + \frac{1}{8}\mathrm{Re}^2. \qquad (231)$$

Наиболее простым способом аппроксимации является разделение кривой на ряд участков, в каждом из которых зависимость между ψ и Re приближенно заменяется линейной [96]. Поскольку кривая Релея построена в логарифмических координатах, уравнение каждого ее участка имеет вид

$$\psi = K_l\mathrm{Re}^{p_l},$$

где K_l и p_l — некоторые постоянные для каждого участка.

В этом случае скорость определяется по формуле Королькова-Олевского [96]

$$v = Kd^{3n-1}\nu^{1-2n}\Delta^n, \qquad (232)$$

где $K = \left(\frac{1}{K_l}\frac{\pi}{6}g\right)^n$, $n = \frac{1}{p_l + 2}$.

В табл. 96 приведены значения K и n для пяти участков кривой Релея, значения коэффициента ν^{1-2n} для воды при температуре 20° С и соответствующие формулы для вычислений v. При использовании иной, чем вода, жидкости или воды с температурой, отличной от 20° С, необходимо соответствующим образом изменить коэффициент ν^{1-2n}. В табл. 97 приведены значения ν для воды и воздуха при различной температуре и нормальном давлении.

Полученные частные формулы скорости совпадают: для первого участка ($n = 1$) —

Таблица 96

скорости падения шаров в жидкости

Система единиц СИ		Пределы применимости формул							
		по числу Рейнольдса		по параметру				по шарам из кварца в воде, *мм*	
				$A=\mathrm{Re}^2\cdot\psi$		$B=\psi/\mathrm{Re}$			
K	ν^{1-2n}	от	до	от	до	от	до	от	до
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
0,546	10^6	0	0,5	0	5,25	∞	42	0	0,085
0,509	10^4	0,5	30	5,25	720	42	0,027	0,085	0,44
1,132	10^3	30	300	720	$2{,}3\cdot10^4$	0,027	$8{,}7\cdot10^{-4}$	0,44	1,40
2,88	4,64	300	3000	$2{,}3\cdot10^4$	$1{,}4\cdot10^6$	$8{,}7\cdot10^{-4}$	$5{,}2\cdot10^{-5}$	1,40	5,50
6,55	1,00	3000	100 000	$1{,}4\cdot10^6$	$1{,}7\cdot10^9$	$5{,}2\cdot10^{-5}$	$1{,}7\cdot10^{-6}$	5,50	57

ре 20° С; при вычислениях коэффициента K принято $g=981$ *см/сек*².

с формулой (230) Стокса; для третьего ($n = {}^2/_3$) и пятого ($n = {}^1/_2$) участков соответственно с формулами Аллена и Ньютона — Риттингера, установленными экспериментально [77, 143].

Для определения вида частной формулы табл. 96, которую следует применить в том или ином случае, необходимо знать число Рейнольдса, зависящее в свою очередь от искомой скорости. Во избежание этого затруднения ряд исследователей [77] предложил ввести безразмерные параметры $A = \mathrm{Re}^2\,\psi$ и $B = \psi/\mathrm{Re}$, значения которых определяются из соотношений

$$A=\mathrm{Re}^2\psi=\frac{\pi d^3}{6}\frac{g}{\nu^3}\Delta, \qquad (233)$$

$$B=\frac{\psi}{\mathrm{Re}}=\frac{\pi}{6}g\frac{\nu}{v^3}\Delta. \qquad (234)$$

Для расчета скорости по той или иной формуле табл. 96 необходимо предварительно определить $A = \mathrm{Re}^2\,\psi$ по формуле (233) и применить соответствующую частную формулу. Предельные значения параметра A приведены в табл. 96. Ошибка в определении скорости указанным методом не превышает ±5%.

Первый параметр A связан с так называемым критерием Архимеда

$$\mathrm{Ar}=\frac{d^3g\Delta}{\nu^2} \qquad (235)$$

соотношением

$$\mathrm{Ar}=\frac{6}{\pi}A=\frac{6}{\pi}\mathrm{Re}^2\psi. \qquad (236)$$

При решении некоторых задач необходимо по заданной скорости падения находить диаметр частицы. Последний также может быть определен по приведенным в табл. 96 уравнениям. Для выбора кон-

Таблица 97

Кинематические коэффициенты вязкости воды и воздуха при различной температуре и давлении 760 *мм рт. ст.* [145]

Температура, °С	100ν, *см²/сек*		Температура, °С	100ν, *см²/сек*	
	вода	воздух		вода	воздух
4	1,567	13,4	28	0,839	15,8
6	1,473	13,6	30	0,804	16,0
8	1,386	13,8	32	0,772	16,2
10	1,308	14,0	34	0,741	16,4
12	1,237	14,2	36	0,713	16,6
14	1,172	14,4	38	0,686	16,8
16	1,112	14,6	40	0,661	16,9
18	1,057	14,8	42	0,637	17,1
20	1,007	15,0	44	0,616	17,3
22	0,960	15,2	46	0,594	17,5
24	0,917	15,4	48	0,574	17,7
26	0,887	15,6	50	0,556	17,9

кретной формулы следует воспользоваться значением второго параметра B. Предельные значения B приведены в табл. 96.

Достаточно точной для практического использования является также формула [40]

$$v = \frac{\nu}{d} \cdot \frac{Ar}{18 + 0{,}61\sqrt{Ar}}, \qquad (237)$$

где критерий Ar вычисляется по формуле (235).

Ошибка при определении скорости по формуле (237) в диапазоне изменения чисел Рейнольдса от $Re = 10^{-3}$ до $Re = 10^4$ не превышает $\pm 13\%$ определяемой величины.

Предложен также ряд других интерполяционных формул [3, 11, 104, 158, 171].

Для определения скорости падения графическим методом по кривой Релея по заданным диаметру d, плотности шара $\rho_т$, плотности $\rho_ж$ и вязкости μ жидкости вычисляют параметр $A = Re^2\psi$ по формуле (233).

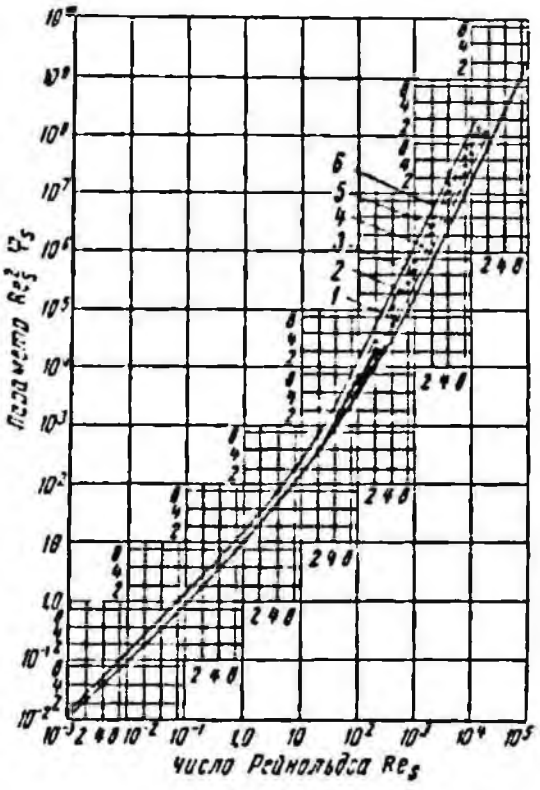


Рис. 151. Зависимость параметра $Re_s^2 = \psi_s$ от числа Рейнольдса Re_s при падении тел правильной геометрической формы в жидкости (первая диаграмма Лященко):

1 — шар; *2* — усеченный октаэдр; *3* — октаэдр; *4* — куб; *5* — тетраэдр; *6* — диск

Через точку C с координатами $Re = 1$ и $\psi = A$ (см. рис. 150) проводят прямую *2* с угловым коэффициентом, равным -2, до пересечения с кривой Релея в точке D. Абсцисса точки пересечения определит число Рейнольдса Re_A, по которому затем находится искомая скорость.

Для определения диаметра шара по заданной скорости его падения рассчитывают значение параметра $B = \frac{\psi}{Re}$ по формуле (234). Через точку E с координатами $Re = 1$ и $\psi = B$ проводят прямую *3* с угловым коэффициентом, равным 1. Абсцисса точки F пересечения ее с кривой Релея *1* определит число Рейнольдса Re_B, по которому находят затем искомый диаметр.

Может быть применен графический метод Лященко — Шиллера — Наумана [77]. В этом случае рассчитывают параметр $A = Re^2\psi$ и, пользуясь графиком $Re^2\psi = f(Re)$ (рис. 151), по найденному значению $Re^2\psi$ определяют Re и по нему вычисляют скорость [1].

Для нахождения диаметра шара по заданной скорости следует рассчитать параметр $B = \psi/Re$ [см. формулу (234)] и по графику $\psi/Re = f(Re)$ (рис. 152) определить значение Re. Диаметр частиц находится из соотношения $d = \frac{Re\,\nu}{v}$.

Известны также другие графические методы определения скорости свободного падения шаров в жидкости [102, 105, 174]. Например, по методу Олевского — Павлушенко вычисляют следующие критерии: безразмерный диаметр D_0, пропорциональный действительному диаметру d

$$D_0 = \sqrt[3]{Re^2\psi} = \sqrt[3]{\frac{\pi g \Delta}{6\nu^2}}\, d, \qquad (238)$$

и безразмерную скорость V_0, пропорциональную истинной скорости v

$$V_0 = \sqrt[3]{\frac{Re}{\psi}} = \sqrt[3]{\frac{6}{\pi g \nu \Delta}}\, v. \qquad (239)$$

На диаграмме, построенной в координатах D_0 и V_0 (рис. 153), по одной из величин (D_0 или V_0) находят вторую. От найденного безразмерного параметра переходят затем к действительному по форму-

[1] При построении графиков (см. рис. 151 и 152) использованы модифицированные значения числа Рейнольдса Re_s и коэффициента сопротивления ψ_s для частиц различной формы. Для шаров

$$Re_s = Re \text{ и } \psi_s = \psi.$$

лам (238) или (239). Диаграмма рис. 153, предложенная в [102], представляет собой сочетание двух диаграмм рис. 151 и 152.

В частном случае при падении шарообразных частиц в воде с температурой 20° С формулы перехода будут

$$D_0 = \sqrt[3]{\mathrm{Re}^2\psi} = 171\sqrt[3]{\Delta}\,d$$

и

$$V_0 = \sqrt[3]{\frac{\mathrm{Re}}{\psi}} = \frac{0{,}585}{\sqrt[3]{\Delta}}\,v,$$

где d — диаметр шарообразной частицы, *см*;

v — скорость падения шарообразной частицы, *см/сек*.

Таким образом, при определении скорости падения шарообразных частиц по любому методу необходимо рассчитать значение параметра $\mathrm{Re}^2\,\psi$ (или Ar), после чего применить соответствующую формулу или графический метод.

Во избежание ошибки целесообразно определять скорость падения (или диаметр) шара двумя способами — расчетным и графическим.

Для тел правильной геометрической формы (куб, тетраэдр, октаэдр и др.) имеется определенная зависимость между характерным размером тела, а также коэффициентом, определяющим его форму, и скоростью падения. За характерный размер для таких тел принимают или диаметр $d_ш$ шара, равновеликого по объему тела, или диаметр d_s такого шара, поверхность которого равна поверхности S тела.

Форма тела характеризуется коэффициентом сферичности ω, равным отношению поверхности равновеликого по объему шара к истинной поверхности тела

$$\omega = \frac{\pi d_ш^2}{S} = 4{,}82\,\frac{V^{2/3}}{S} = \frac{d_ш^2}{d_s^2}, \qquad (240)$$

где $S = \pi d_s^2$ — площадь поверхности тела;

$V = \dfrac{\pi d_ш^3}{6}$ — объем тела.

В табл. 98 приведены значения коэффициентов сферичности для тел различной геометрической формы.

При замене в исходной формуле (228) диаметра d на диаметр $d_ш$ равновеликого по объему шара эквивалентное число Рейнольдса будет

$$\mathrm{Re} = \frac{v d_ш}{\nu}. \qquad (241)$$

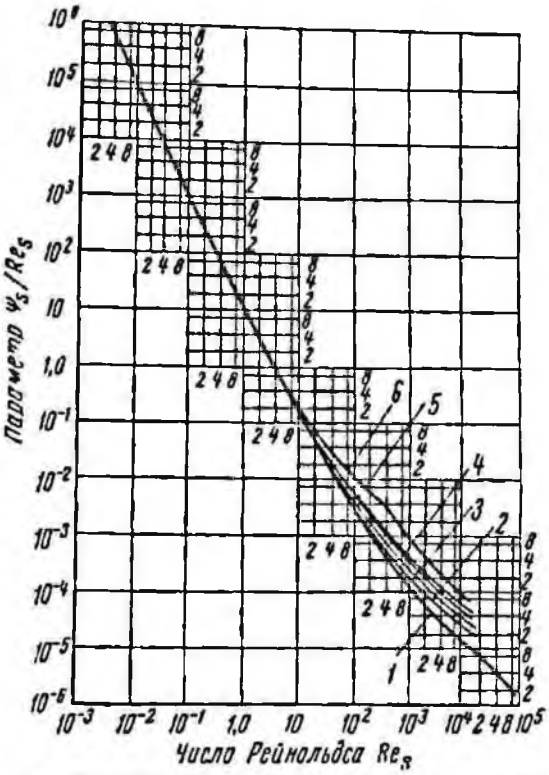


Рис. 152. Зависимость параметра ψ_s/Re_s^2 от числа Рейнольдса Re_s при падении частиц правильной формы в жидкости (вторая диаграмма Лященко): *1* — шар; *2* — усеченный октаэдр; *3* — октаэдр; *4* — куб; *5* — тетраэдр; *6* — диск

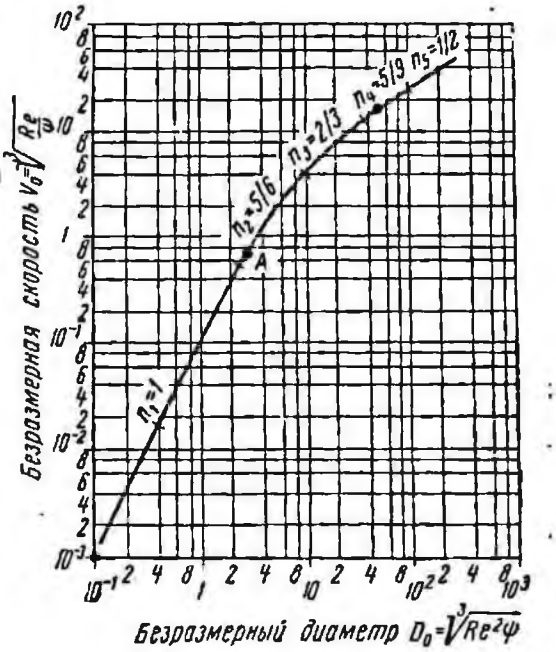


Рис. 153. Зависимость параметра $V_0 = \sqrt[3]{\dfrac{\mathrm{Re}}{\psi}}$ (безразмерная скорость) от параметра $D_0 = \sqrt[3]{\mathrm{Re}^2\psi}$ (безразмерный диаметр) (диаграмма Олевского — Павлушенко)

Таблица 98

Значения коэффициентов ω, P_1 и P_2

Форма частиц	Эквивалентный диаметр $d_э$	Коэффициент сферичности ω	Поправочные коэффициенты P_1	Поправочные коэффициенты P_2
Шар	d	1,000	1,000	0,980
Усеченный октаэдр *	$2{,}78a$ **	0,906	0,964	0,894
Октаэдр	$0{,}966a$	0,846	0,938	0,802
Куб	$1{,}241a$	0,806	0,921	0,755
Тетраэдр	$0{,}608a$	0,670	0,853	0,443
Параллелепипед:				
$a \times a \times 2a$	$1{,}563a$	0,767	0,903	0,516
$a \times 2a \times 2a$	$1{,}970a$	0,761	0,892	0,509
$a \times 2a \times 3a$	$2{,}253a$	0,725	0,882	0,481
$a \times a \times 0{,}1a$	$0{,}576a$	0,435	0,696	0,304
$a \times a \times 0{,}05a$	$0{,}457a$	0,298	0,556	0,230
$a \times a \times 0{,}01a$	$0{,}267a$	0,110	0,194	0,146
Цилиндр:				
$h = 2d$ ***	$1{,}442d$	0,831	0,931	0,583
$h = 1{,}5d$	$1{,}310d$	0,858	0,944	0,619
$h = d$	$1{,}145d$	0,875	0,951	0,641
$h = 0{,}5d$	$0{,}909d$	0,826	0,930	0,577
$h = 0{,}15d$	$0{,}608d$	0,570	0,794	0,383
$h = 0{,}01d$	$0{,}247d$	0,120	0,223	0,153

* Многогранник, образованный 8 правильными шестиугольниками и 6 квадратами.
** a — длина наименьшего ребра частицы (тела).
*** h — высота цилиндра, d — диаметр его основания.

Формулы для определения конечной скорости падения с учетом формы частиц были предложены только для весьма малых и достаточно больших чисел Рейнольдса [178]. При $Re < 0{,}05$ скорость падения

$$v = P_1 \frac{g d_э^2 \Delta}{18\nu}; \qquad (242)$$

при $Re > 2000$ скорость падения

$$v = P_2 \sqrt{\pi g d_э \Delta},$$

где Re — вычисляется по формуле (241);
P_1 и P_2 — поправочные коэффициенты, зависящие от коэффициента сферичности ω (см. табл. 98).

В пределах изменения значений коэффициента ω от 0,3 до 0,9 значения поправочных коэффициентов вычисляются по формулам

$$P_1 = 1 + 0{,}843 \lg \omega \approx 1{,}03\sqrt{\omega} \quad \text{и} \quad P_2 = \sqrt{\frac{1{,}5\omega}{8{,}95 - 7{,}39\omega}}.$$

Для определения скорости падения области промежуточных чисел Рейнольдса $0{,}05 < Re < 2000$ следует пользоваться графическими методами.

Графический метод определения скорости для тел несферической, но правильной геометрической формы аналогичен применяемому для шаров. Рассчитывают параметр

$$Re_э^2 \psi_э = \frac{\pi d_э^3}{6} \cdot \frac{g}{\nu^2} \Delta, \qquad (243)$$

где за характерный условный размер частицы принят параметр $d_э$ [см. формулу (240)], а

$$Re_э = \frac{v d_э}{\nu}.$$

Затем по графику (см. рис. 151) для частицы с указанным в табл. 98 значением коэффициента сферичности ω находят $Re_э$, после чего искомая скорость определяется по формуле

$$v = \frac{Re_э \nu}{d_э}. \qquad (244)$$

В последних двух формулах условный размер $d_э$, согласно формуле (240), связан с эквивалентным диаметром $d_э = \frac{d_э}{\sqrt{\omega}}$.

Для нахождения диаметра частиц по заданной скорости пользуются, как и для шаров, графиком (см. рис. 152), причем значения параметра $\frac{\psi_s}{Re_s}$ рассчитывают по формуле

$$\frac{\psi_s}{Re_s} = \frac{\pi}{6} g \frac{\nu}{v^3} \Delta\omega^{3/2}. \qquad (245)$$

Для этой цели могут быть использованы также графики рис. 154.

Для тел неправильной формы (частицы минералов) четких зависимостей между коэффициентом сопротивления, числом Рейнольдса и коэффициентом сферичности не установлено.

Отличие по форме наблюдается не только между частицами разных минералов, но и между частицами одних и тех же минералов. Поэтому под скоростью свободного падения в жидкости частиц заданной крупности (т. е. узкого класса) следует понимать среднюю скорость как наиболее вероятную. Скорости отдельных частиц этого класса могут существенно (иногда в несколько раз) отличаться от средней.

За размер частицы при расчете принимают средний (среднеарифметический) размер отверстий двух смежных сит, а в некоторых случаях — эквивалентный диаметр шара.

Приведенные ниже данные и формулы следует рассматривать как ориентировочные.

Для определения скорости падения могут быть рекомендованы табличный метод и расчет по эмпирическим формулам.

В табл. 99 и 100 приведены скорости падения частиц некоторых минералов в воде при температуре 20° С [77, 104, 148], которые могут служить ориентиром для определения скорости падения частиц других минералов при условии, что последние не обладают какими-либо резкими особенностями формы (например, частицы не являются плоскими). За условный размер частиц в табл. 99 и 100 принят средний (арифметический) размер двух смежных сит.

Скорость может быть определена по эмпирическим формулам.

По Лященко [77], при $100 \leqslant Re \leqslant 500$ скорость падения равна

$$v = a d_э^{8/7} \nu^{-1/7} \Delta^{4/7}; \qquad (246)$$

при $500 \leqslant Re \leqslant 2000$ скорость падения составляет

$$v = b \sqrt{d_э \Delta}, \qquad (247)$$

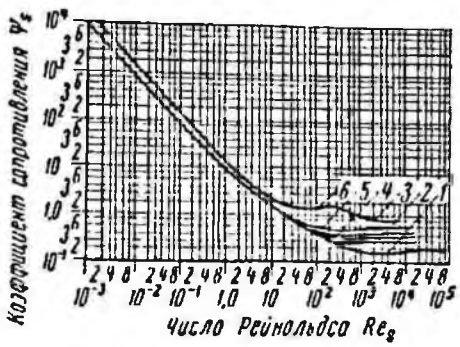


Рис. 154. Зависимость коэффициента сопротивления ψ_s от числа Рейнольдса Re_s при падении частиц правильной формы в жидкости:
1 — шар; *2* — усеченный октаэдр; *3* — октаэдр; *4* — куб; *5* — тетраэдр; *6* — диск

где $d_э$ — эквивалентный диаметр частицы [1];

a и b — коэффициенты, значения которых приведены в табл. 101.

По формуле Павлова — Романкова — Носкова [104]

$$v = \varphi v_э, \qquad (248)$$

где $v_э$ — скорость падения эквивалентного шара;

φ — коэффициент, определяемый по табл. 102.

Значения этого же коэффициента φ для частиц различных минералов по данным А. К. Королькова приведены в табл. 103.

В начальный период движение шарообразной частицы в жидкости происходит с ускорением. Приближенное дифференциальное уравнение движения имеет вид

$$\frac{\pi d^3}{6} \rho_т \frac{dv}{dt} = \frac{\pi d^3}{6} (\rho_т - \rho_ж) g -$$

$$- \psi d^2 \rho_ж v^2 - \zeta \frac{\pi d^3}{6} \rho_ж \frac{dv}{dt},$$

где ζ — коэффициент присоединенной массы [66] (для шара $\zeta = 0{,}5$).

Задаваясь зависимостью коэффициента сопротивления ψ от скорости, из последнего уравнения можно определить время начального периода t и путь s, пройденный в этот период шаром. Оценка указанного

[1] Эквивалентный диаметр $d_э$ равен 1,05—1,1 от среднего арифметического из размеров отверстий двух сит, на которых выделяется данный класс.

Таблица 99

Средняя скорость падения минеральных частиц крупнее 1 мм в воде (d^* — в мм; v — в см/сек)

Уголь ($\rho_т$ = 1,35 г/см³)		Антрацит ($\rho_т$ = 1,55 г/см³)		Минерал плотностью $\rho_т$ = 2,2 г/см³		Кварц ($\rho_т$ = 2,65 г/см³)		Минерал плотностью $\rho_т$ = 3,5 г/см³		Минерал плотностью $\rho_т$ = 4,4 г/см³		Киссеритит ($\rho_т$ = 6,92 г/см³)		Галенит ($\rho_т$ = 7,65 г/см³)		Золото ($\rho_т$ = 17 г/см³)	
d	v	d	v	d	v	d	v	d	v	d	v	d	v	d	v	d	v
36,3	27,0	27,8	25,4	—	—	59,4	114	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
23,1	21,0	21,0	22,9	—	—	25 2	60	12,0	38,8	12,0	51,3	12,4	77,8	11,9	93,4	—	—
17.2	19,4	16,4	21,7	11,0	21,6	14,2	49	11,0	33,9	11,0	50,4	10,5	69,5	10,3	86,5	10,0	227
15,6	18,5	15,6	19,5	10,0	21,4	11,9	39,3	10,0	27,6	10,0	49,3	9,1	67,0	8,7	81,0	—	—
12,4	17,9	13,2	19,0	9,0	20,7	10,3	36,1	9,0	25,3	9,0	45,5	7,2	64,2	7,3	72,9	—	—
11,8	16,3	11,1	17,2	8,0	19,3	8,7	34,0	8,0	24,1	8,0	40,6	5,3	51,8	6,4	68,0	5,0	155
9,1	14,9	8,7	14,9	7,0	17,8	6,4	28,9	7,0	23,8	7,0	38,5	4,6	48,3	5 5	63,1	—	—
7,6	13,4	7,5	14,0	6,0	15,8	5,5	26,0	6,0	22,8	6,0	32,6	3,6	42,7	4,6	55,8	—	—
5,3	11,0	5,6	11,5	5,0	13,4	4,5	24,0	5,0	21,0	5 0	25,9	3,1	39,7	4,2	53,8	—	—
4,4	8,9	4,4	10,6	4,0	12,5	4,2	22,5	4,0	18,5	4,0	21 3	2,7	35,7	3,5	51,3	—	—
3,6	8.7	3,4	8,6	3,0	11,7	3,5	20,9	3,0	17,5	3,0	19,6	2,4	34 0	2,4	42,0	—	—
2,3	5,6	2,3	7,4	—	—	2,3	16,7	2,0	14,9	2,0	16,7	1,9	29,8	1,6	33,1	2,0	114
1,5	4,5	1,6	5,2	—	—	1,6	12,7	—	—	—	—	1,6	26,6	1,4	29,5	—	—
—	—	—	—	—	—	1,4	11,8	—	—	—	—	1,4	24,5	1,2	27,0	—	—
—	—	—	—	—	—	1,2	10,6	—	—	—	—	1,2	22,5	1,0	25,3	1,0	62
—	—	—	—	—	—	1,0	10,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

* Размер частиц d — среднее арифметическое размеров отверстий двух смежных сит, на которых выделяется класс d.

Таблица 100

Средняя скорость падения минеральных частиц мельче 1 *мм* в воде
(*d* — в *мм*; *v* — в *см/сек*)

Уголь ($\rho_т$ = = 1,35 *г/см³*)		Антрацит ($\rho_т$ = = 1,55 *г/см³*)		Кварц ($\rho_т$ = = 2,65 *г/см³*)		Касситерит ($\rho_т$ = = 6,92 *г/см³*)		Галенит ($\rho_т$ = = 7,65 *г/см³*)		Золото ($\rho_т$ = = 17 *г/см³*)	
d	*v*	*d*	*v*	*d*	*v*	*d*	*v*	*d*	*v*	*d*	*v*
0,95	3,2	0,88	3,7	0,91	8,4	0,95	19,4	0,91	22,8	—	—
0,79	2,6	0,85	3,6	0,76	7,7	0,74	16,7	0,76	20,8	0,7	45,2
—	—	—	—	0,63	6,8	0,57	14,4	0,63	19,3	—	—
—	—	—	—	0,51	5,3	0,49	12,4	0,51	16,0	0,5	33,0
0,42	1,53	0,42	2,29	0,41	4,1	0,41	11,6	0,41	12,6	—	—
0,32	1,15	0,32	1,75	0,32	3,2	0,34	9,5	0,32	11,1	0,3	20,0
0,27	0,95	0,27	1,43	0,23	2,9	0,27	6,9	0,28	10,3	—	—
0,23	0,83	0,23	1,14	0,20	2,4	0,23	6,0	0,21	8,9	0,2	15,0
0,18	0,74	0,18	0,88	0,18	2,1	0,19	5,1	0,16	7,5	—	—
—	—	—	—	0,16	1,7	0,16	4,0	0,13	6,3	0,15	10,5
0,13	0,35	0,13	0,52	0,12	1,2	0,12	2,8	0,11	5,26	0,10	6,6
—	—	—	—	0,10	1,0	—	—	—	—	—	—
0,09	0,21	0,09	0,31	0,091	0,60	0,09	2,06	0,074	3,70	—	—
0,07	0,14	0,07	0,18	0,075	0,35	0,07	1,82	0,072	2,63	—	—
—	—	—	—	0,063	0,25	0,06	1,23	0,060	1,85	—	—
0,05	0,11	0,05	0,13	0,048	0,15	0,05	1,04	0,048	1,10	0,05	1,3
—	—	—	—	0,038	0,11	0,044	0,56	0,039	0,55	—	—
—	—	—	—	0,028	0,06	0,028	0,25	0,028	0,33	—	—
—	—	—	—	0,021	0,031	0,020	0,13	0,021	0,16	0,02	0,34
—	—	—	—	0,016	0,019	—	—	0,016	0,096	—	—
—	—	—	—	0,013	0,013	0,012	0,066	0,011	0,040	0,01	0,081
—	—	—	—	0,009	0,011	0,008	0,030	0,008	0,028	—	—
—	—	—	—	0,006	0,009	—	—	0,006	0,020	0,005	0,035
—	—	—	—	—	—	0,004	0,014	0,004	0,014	—	—

пути (выраженного в долях диаметра шара) для достаточно малых шаров, движение которых подчиняется закону Стокса [формула (230)], может быть произведена по приближенной формуле

$$\frac{s}{d} \approx \frac{\rho_т + 0{,}5\rho_ж}{6\rho_ж} \mathrm{Re},$$

где Re — число Рейнольдса, в развернутое значение которого входит конечная скорость падения частиц.

Для крупных шаров, падение которых подчиняется закону Ньютона — Риттингера (см. табл. 96), аналогичная оценка может быть произведена по следующей приближенной формуле:

$$\frac{s}{d} \approx 5\,\frac{\rho_т + 0{,}5\rho_ж}{\rho_ж}.$$

Приближенные формулы получены при условии, что скорость шара достигает 98% конечной скорости падения.

Как следует из последнего выражения, путь, пройденный крупными частицами в начальный период, может достигнуть значительной величины, что необходимо учитывать при экспериментальном определении скорости свободного падения.

§ 60. Закономерности стесненного падения частиц

При совместном падении группы частиц гидродинамические условия обтекания их жидкостью иные, чем при свободном падении. При стесненном падении встречные потоки жидкости, обтекающие частицы, движутся в промежутках между частицами. Сужение потоков увеличивает градиент относительной скорости жидкости, что в свою очередь увеличивает касательные силы, действующие на частицы, т. е. увеличивает гидродинамическое сопротивление. При действии одной и той же активной силы (например, силы тяжести) скорость

Таблица 101

Значения параметров в формулах (246) и (247)

Параметр	Форма частиц							
	округлепная		угловатая		продолговатая		пластинчатая	
Re	100—500	500—2000	100—500	500—2000	100—500	500—2000	100—300	500—2000
a	28,0	—	24,6	—	21,2	—	14,4	—
b	—	42,2	—	35,8	—	33,4	—	22,7

Таблица 102

Значения коэффициента φ в формуле (248)

Re	$Re\sqrt{\varphi}$	Форма частиц				
		сферическая	округленная	угловатая	продолговатая	пластинчатая
170	8 000	1	0,805	0,680	0,610	0,450
190	10 000	1	0,800	0,678	0,595	0,441
330	20 000	1	0,790	0,672	0,590	0,433
530	50 000	1	0,755	0,650	0,564	0,420
750	100 000	1	0,753	0,647	0,562	0,408
1100	200 000	1	0,740	0,635	0,560	0,392

Таблица 103

Значения коэффициента φ в формуле (248) для частиц различных минералов (по А. К. Королькову)

Уголь	Алмаз	Кварц	Вольфрамит	Касситерит	Галенит	Золото
0,15—0,75	0,8—0,9	0,6—0,7	0,55—0,7	0,6—0,75	0,75—0,8	0,4—0,6

частиц при совместном падении будет меньше скорости их свободного падения. Чем меньше расстояние между частицами, т. е., чем больше их объемная концентрация, тем меньше будет скорость стесненного падения. В отличие от свободного падения даже для однородных частиц, при прочих равных условиях, возможны различные скорости стесненного падения в зависимости от их концентрации.

В классифицирующих и обогатительных аппаратах стесненное падение частиц происходит в потоке движущейся в определенном направлении жидкости, ограниченной стенками аппарата. Вследствие воздействия турбулентных вихрей, срывающихся со стенок, в аппарате происходит перемешивание частиц как в продольном, так и в поперечном направлениях, аналогичное диффузионному. Кроме того, распределение скоростей жидкости неравномерно по сечению сосуда: у стенок они меньше, а в центре — больше. Благодаря неравномерности скоростей потока по сечению сосуда и поперечному перемешиванию скорости частиц относительно стенок аппарата различны. Во взвешенном слое в центре потока они направлены вверх, у стенок — вниз. Возникающее вследствие этого циркуляционное движение частиц существенно усложняет расчеты классификаторов и обогатительных аппаратов. В связи с этим получает развитие направление, рассматривающее процессы классификации и гравитационного обогащения как вероятностные [15, 32, 33].

Условия стесненного падения возникают при падении одиночных частиц в узких трубах, когда размер частиц сопзмерим с размерами трубы, а также при совместном падении однородных или разнородных по размерам, форме и плотности частиц в больших сосудах.

В практике обогащения встречается лишь

последний вид стесненного падения, так как размеры обогатительных машин и аппаратов во много раз превышают размеры минеральных частиц, а пульпа содержит частицы различной крупности, плотности и формы. Однако второй вид стесненного падения (падения однородных частиц), являющийся частным и наиболее простым случаем, изучен в наибольшей степени.

Как показывают исследования [12, 39], скорости стесненного падения однородных частиц могут служить основой для расчета скоростей падения этих частиц при наличии в пульпе различных по крупности и плотности частиц.

Скорость стесненного падения однородных частиц можно рассматривать как скорость падения частиц в неподвижной жидкости или как скорость движения жидкости, поддерживающей слой частиц, которые находятся относительно наблюдателя в неподвижном состоянии (взвешенный слой). Эксперименты показывают [40], что при одном и том же объемном содержании частиц в сосуде скорости стесненного падения, определяемые обоими методами, совпадают.

В качестве характеристики взвешенного слоя обычно принимают коэффициент разрыхления (пористость) m — объемное содержание жидкой части в слое.

Для определения скорости стесненного падения частиц получены две группы формул, отвечающие двум исходным положениям:

совокупность падающих частиц — это фильтрационная среда, через которую жидкость протекает в вертикальном направлении снизу вверх;

стесненное падение — это падение отдельной частицы, находящейся в массе других; при этом за основу принимается скорость свободного падения, а условия стесненности учитываются введением поправочных коэффициентов.

Хотя первая концепция имеет более чётко выраженный физический смысл, недостатком формул, основанных на ней, является ограниченность их применения областью сравнительно малых коэффициентов разрыхления ($m \leqslant 0{,}8$), так как только при этих условиях совокупность падающих частиц можно рассматривать как фильтрационную среду.

Характерными для первой группы являются следующие формулы [59] стесненного падения $v_{ст}$:

при $N \leqslant 7$ . . . $v_{ст} = 1{,}8BN$; (249)

при $7 \leqslant N \leqslant 17$ . . . $v_{ст} = 2{,}4BN^{3/4}$; (250)

при $17 \leqslant N \leqslant 750$ . . . $v_{ст} = 3{,}6BN^{3/4}$; (251)

при $750 \leqslant N \leqslant 5000$ . . . $v_{ст} = 5{,}7BN^{3/4}$; (252)

при $5000 \leqslant N \leqslant 130\,000$ . . . $v_{ст} = 7{,}2BN^{3/4}$, (253)

где $B = \frac{\nu(1-m)}{d_э \omega}$; $N = \frac{\omega^3}{216} \mathrm{Ar} \frac{m^3}{(1-m)^2}$ — безразмерный параметр. В последнем выражении $\mathrm{Ar} = \frac{g \Delta d_э^3}{\nu^2}$ — критерий Архимеда. Остальные обозначения прежние.

Кроме приведенных известны другие формулы [57, 80, 127].

Из формул второй группы наиболее распространенной является формула Лященко [77]

$$v_{ст} = v_{св} m^{\lambda}, \qquad (254)$$

где $v_{ст}$ и $v_{св}$ — соответственно скорости стесненного и свободного падения частиц;

m — коэффициент разрыхления;

λ — показатель степени, зависящий от размера, плотности, формы частиц, а также от соотношения размеров частиц и аппарата, в котором происходит падение.

На рис. 155 изображены графики зависимости λ от числа Рейнольдса $\left(\mathrm{Re} = \frac{v_{св} d_э}{\nu}\right)$ по экспериментальным данным [77, 80, 177, 179].

Для грубой оценки скорости стесненного падения можно пользоваться табл. 104, в которой приведены значения отношений $\frac{v_{ст}}{v_{св}}$ для шаров, рассчитанные по формуле (254) и графикам рис. 155.

Скорость стесненного падения шаров при $m > 0{,}6$ можно определить также по формуле Тодеса — Розенбаума [40, 127]

$$v_{ст} = \frac{\mu}{\rho d} \frac{\mathrm{Ar}\, m^{4.75}}{18 + 0{,}6\sqrt{\mathrm{Ar}\, m^{4.75}}}. \qquad (255)$$

Предложен ряд других формул, аналогичных приведенным [58, 82].

Было предложено [91] характеризовать стесненность условий не объемным, а весовым содержанием твердого; полученная приближенная формула для скорости

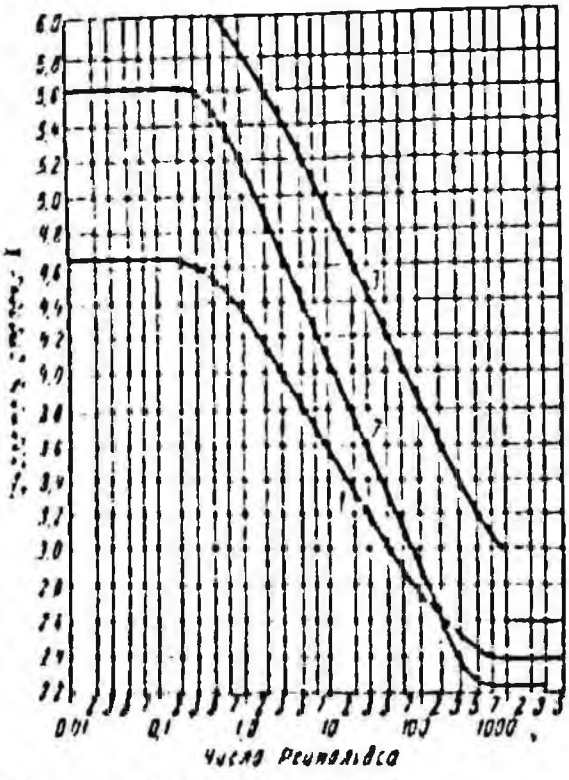


Рис. 118. Зависимость показателя степени λ в формуле (254) от числа Рейнольдса Re
1 — шар, 2 — кварц, 3 — уголь

T_{max} — максимально возможное содержание при расположении частиц по пространственной кубической решетке, %.

Величина T_{max} для шаров определяется по теоретической формуле

$$T_{max} = 100 \frac{\rho_т}{(\rho_т - \rho_ж) + \frac{6}{\pi}\rho_ж}.$$

Переход от пористости m к параметру T осуществляется по формуле

$$T = 100 \frac{\rho_т (1-m)}{(\rho_т - \rho_ж)(1-m) + \rho_ж}.$$

Формула (256) действительна для частиц размером d, находящимся в пределах $0{,}2 < d < 1$ *мм*, и плотностью $2{,}65 \leqslant \rho_т < 3$ *г/см*^{3}.

Совместное падение разнородных частиц можно разделить на: падение при наличии в пульпе частиц различных размеров и, в общем случае, разных плотностей; падение крупных частиц в суспензии, состоящей из воды и тонких частиц, размеры которых в сотни раз меньше размеров крупных частиц.

Первый из указанных случаев имеет место во всех классификаторах, второй — при обогащении в тяжелых суспензиях.

Совместное падение разнородных частиц исследовалось в сравнительно небольшом числе работ [12, 28, 33]. В результате установлено, что скорость падения крупных частиц в присутствии мелких уменьшается по сравнению со скоростью стесненного падения первых при отсутствии вторых (при одном и том же общем объемном содержании твердого). Наоборот, скорость падения мелких частиц при наличии в пульпе крупных увеличивается.

стесненного падения однородных частиц произвольной формы имеет вид

$$v_{ст} = v_{св}\left(1 - \frac{T}{T_{max}}\right), \qquad (256)$$

где T — действительное весовое содержание твердого в пульпе, %;

Таблица 104

Отношение скоростей стесненного и свободного падения $\frac{v_{ст}}{v_{св}}$ для шаров по формуле (254)

Число Рейнольдса $Re_{св}$	Диаметр шаров кварца d, *мм*	Отношение $\frac{v_{ст}}{v_{св}}$ при пористости m					
		0,6	0,7	0,8	0,9	0,95	1
$< 0{,}2$	$< 0{,}059$	0,0025	0,191	0,358	0,611	0,790	1,00
0,5	0,084	0,103	0,200	0,375	0,625	0,798	1,00
5	0,189	0,137	0,250	0,425	0,662	0,822	1,00
50	0,52	0,216	0,342	0,514	0,726	0,858	1,00
100	0,72	0,238	0,368	0,538	0,743	0,867	1,00
300	1,31	0,279	0,408	0,574	0,765	0,882	1,00
> 500	$> 1{,}75$	0,295	0,426	0,590	0,776	0,885	1,00

Экспериментально установлено [12], что в восходящем потоке пульпы, содержащей частицы разной крупности (1—0,1 *мм*) и разной плотности (2,2—7 *г/см*³), скорость падения какого-либо узкого класса частиц относительно жидкости определяется их крупностью, плотностью и формой, а также плотностью пульпы и скоростью ее движения и не зависит от состава твердой фазы в питании камеры классификатора.

Скорость падения узких классов и их содержание внутри камеры можно рассчитать, если известны их содержание в питании и скорость пульпы [12].

Достаточно обоснованных формул для определения скорости стесненного падения при наличии в пульпе разнородных частиц не имеется. Известна формула Годэна [30]

$$v_{ст} = v_{св}(1-\gamma)(1-\gamma)^{3/2}(1-2{,}5\gamma), \quad (257)$$

где $\gamma = 1 - m$ — часть объема пульпы, занятая твердыми частицами (объемная концентрация твердого);

$v_{св}$ — скорость свободного падения, определяемая по формуле (230).

Формула (257) пригодна для расчета скорости падения мелких частиц, подчиняющихся закону Стокса, при небольшой их концентрации ($\gamma < 0{,}3$).

При падении частиц в суспензии принимается, что бесструктурная суспензия по отношению к перемещающимся в ней крупным телам может рассматриваться как жидкость с определенной плотностью и вязкостью. Последняя может быть определена методом истечения из капилляра.

Скорость падения крупных тел в суспензиях (для $Re \geqslant 20\,000$, или для значений $Re^3\,\psi \geqslant 7 \cdot 10^7$) может быть определена по одному из методов, изложенных выше.

Для меньших чисел Рейнольдса (или меньших значений $Re^3\,\psi$) суспензию уже нельзя рассматривать как жидкость по отношению к перемещающимся в ней телам. Однако в этом случае, как показывают эксперименты [25], зависимость коэффициента сопротивления ψ от числа Рейнольдса Re при постоянной объемной концентрации частиц суспензии C (в %) изображается одной кривой (рис. 156). Для заданной объемной концентрации C по соответствующей кривой находят скорость свободного падения тел графическим методом, изложенным выше (см. рис. 150).

По исследованиям института Механобр [12] скорость падения крупных частиц в бесструктурной суспензии приблизительно может быть определена по формуле

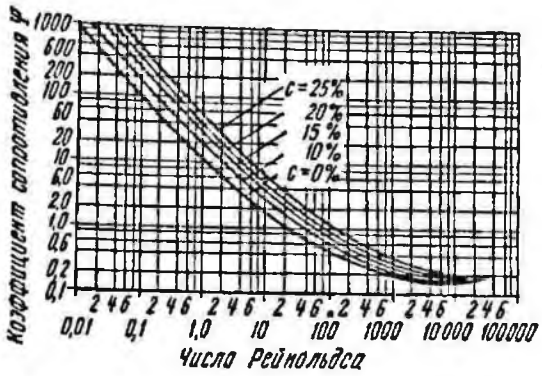


Рис. 156. Зависимость коэффициента сопротивления ψ от числа Рейнольдса Re при падении шаров в суспензии

$$v = v_{ст}\sqrt{\frac{\rho_т - \rho_п}{\rho_т - \rho_{пст}} \cdot \frac{\rho_{пст}}{\rho_п}}, \quad (258)$$

где $v_{ст}$ — скорость стесненного падения тел в жидкости при объемной их концентрации, равной объемной концентрации частиц в суспензии;

$\rho_т$ и $\rho_п$ — соответственно плотность тела и суспензии;

$\rho_{пст}$ — плотность пульпы, составленной только из тех частиц, скорость которых определяется при объемной концентрации, равной концентрации частиц в суспензии.

§ 61. Основные принципы классификации

В гравитационных и центробежных классификаторах используются два основных способа разделения частиц: разделение в потоке, направление которого совпадает с направлением основных действующих сил (или является ему противоположным), и разделение в потоке, направление которого перпендикулярно действующим силам (или, в общем случае, направлено под углом к ним).

Первый способ разделения имеет место в классификационных камерах гидравлических классификаторов, а также в лабораторных центрифугах, второй — в корытной части гидравлических классификаторов, в механических классификаторах и гидроциклонах.

Разделение в классификационных камерах гидравлических классификаторов происходит в восходящем потоке жидкости. Исходный материал подается в централь-

ную часть камеры (классификаторы типа Реакс) или в верхнюю ее часть (многокамерные гидравлические классификаторы).

Теоретически все частицы, гидравлическая крупность (скорость падения) которых больше скорости восходящего потока, должны опуститься на дно камеры и перейти в продукт, разгружаемый снизу; наоборот, частицы, гидравлическая крупность которых меньше скорости восходящего потока, должны быть вынесены в верхний продукт. Практически такого четкого разделения не происходит: в нижнем продукте всегда находятся мелкие частицы, а в верхнем — часть крупных. Причинами нечеткости разделения являются: циркуляционное движение пульпы, направленное, как правило, вверх — к центральной части потока и вниз — вдоль стенок; перемешивание частиц турбулентными вихрями жидкости. Оказывает также влияние форма и плотность частиц, поскольку оценка результатов классификации производится по результатам ситовых анализов, т. е. по размерам частиц, а не по их гидравлической крупности.

Отношение размеров частиц, имеющих одинаковую гидравлическую крупность (скорость падения), называется коэффициентом равнопадаемости. На основании формул (232), (243) и (254) для коэффициента равнопадаемости l действительно следующее соотношение:

$$l=\frac{d_{э_2}}{d_{э_1}}=\left(\frac{\varphi_2}{\varphi_1}\right)^{\frac{1}{3n-1}}\left(\frac{\rho_{т_2}-\rho_ж}{\rho_{т_1}-\rho_ж}\right)^{\frac{n}{3n-1}}\times$$

$$\times\left(\frac{m\lambda_2}{m\lambda_1}\right)^{\frac{1}{3n-1}}, \qquad (259)$$

где n определяется по табл. 96.

Формула (259) справедлива для частиц, имеющих одинаковые значения показателя степени n.

Для условий свободного падения ($m_1 = m_2 = 1$)

$$l=\left(\frac{\varphi_2}{\varphi_1}\right)^{\frac{1}{3n-1}}\left(\frac{\rho_{т_2}-\rho_ж}{\rho_{т_1}-\rho_ж}\right)^{\frac{n}{3n-1}}. \qquad (260)$$

Задаваясь n и φ, можно определить по формуле (260) значения l для частиц различной крупности и плотности. Расчеты показывают, что коэффициент равнопадаемости для крупных частиц больше, чем для мелких, и увеличивается с уменьшением разрыхления слоя.

Зная средний диаметр частиц определенной плотности (например, частиц кварца), выносимых в слив классификатора, и коэффициент равнопадаемости, можно рассчитать размер частиц любой плотности, выносимых в слив по формуле

$$d_{э_2}=\frac{d_{э_1}}{l}. \qquad (261)$$

§ 62. Принципы расчета гидравлических классификаторов

Расчет классификационных камер гидравлического классификатора производится приближенно [15, 38, 118] по скоростям стесненного падения частиц, определяемых по одной из приведенных выше формул, например по формуле (254). При этом смесь частиц, поступающих в камеру, условно разделяется на два класса — крупнее граничного и мельче граничного.

Приближенный расчет классификационной камеры с подачей материала в ее среднюю часть производится следующим образом [118].

1. Скорость потока в классификационной камере принимается равной скорости стесненного падения граничного зерна. Под граничным зерном понимается такой узкий класс, извлечение которого в слив и песковую фракцию одинаково (50%).

2. Скорость падения частиц относительно стенок камеры $v_э$, размер которых отличается от размера граничного зерна, рассчитывается как алгебраическая сумма скорости частиц относительно жидкости $v_ч$ и скорости самой жидкости $v_ж$

$$v_э=v_ч+v_ж. \qquad (262)$$

Для крупных частиц скорость $v_э$ будет направлена вниз и по абсолютной величине равна

$$v_{э.к}=v_{ч.к}-v_ж. \qquad (263)$$

Для мелких частиц она будет направлена вверх и по абсолютной величине равна

$$v_{э.м}=v_ж-v_{ч.м}. \qquad (264)$$

В формулах (263) и (264) индексы «к» и «м» у скоростей $v_э$ и $v_ч$ означают, что указанные скорости рассчитываются для средних по размеру частиц, крупнее и соответственно мельче граничного зерна. При этом средние размеры определяются по кривой Тромпа, построенной по данным гранулометрического состава питания.

Наибольшую трудность при рассматриваемом способа (как и при других подобных расчетах) представляет определение

коэффициента разрыхления пульпы в камере. Этот коэффициент определяется из условия его равенства в приемно-разделительной части камеры (куда поступает питание) и нижней более узкой классификационной камере (куда дополнительно подается вода), а также равенства скоростей жидкости в указанных частях камеры.

Площадь камеры рассчитывается по формуле

$$S_к = \frac{Q_т}{(1-m)\,v_{в.к}}, \qquad (265)$$

где $Q_т$ — объемный расход твердых частиц, выделяемых в крупный продукт данной камеры;

m — коэффициент разрыхления взвеси в камере.

Аналогичный расчет для камер многокамерного классификатора приведен в работе [38], где также применяется формула (263). Однако в отличие от предыдущего скорость частиц относительно жидкости определяется из соотношения

$$v_ч = v_{ст.\,пр} + v_ж\,(1-m_{пр}^n), \qquad (266)$$

где $v_{ст.\,пр}$ — скорость стесненного падения частиц в неподвижной жидкости при максимально возможном расходе частиц;

$m_{пр}$ — коэффициент разрыхления, соответствующий этой скорости.

Анализ показывает, что найденная по уравнению (266) скорость $v_ч$ обеспечивает максимальный расход частиц относительно стенок камеры при скорости восходящего потока $v_ж$.

Значение $m_{пр}$ может быть определено путем несложных расчетов, если принять скорость стесненного падения по формуле (254). В этом случае

$$m_{пр} = \frac{\lambda}{\lambda+1}; \qquad (267)$$

$$v_{ст.\,пр} = v_{св} m_{пр}^{\lambda}. \qquad (268)$$

Фактический коэффициент разрыхления m в камере рассчитывается по формуле

$$m = \sqrt[\lambda]{\frac{v_ч}{v_{св}}}, \qquad (269)$$

где $v_ч$ — определяется по уравнению (266).

Скорость жидкости для классификатора со стесненным падением рекомендуется принимать равным минимальной скорости потока, взвешивающего слой [38].

Площадь сечения камеры рассчитывается по формуле (265), причем $v_{в.к}$ и m определяются соответственно по формулам (263 и 269).

Расчет корытной части гидравлического многокамерного классификатора производится [118] из условия попадания частиц заданной крупности в камеру. Это условие соответствует равенству времени прохождения пульпы над камерой и времени осаждения частиц, выделяемых в данной камере, на высоту желоба.

Для определения площади желоба $S_ж$ над камерой применяется формула

$$S_ж = \frac{Q_т(1-\sum\gamma) + Q_ж + \sum Q'_ж}{v'}, \ м^2, \qquad (270)$$

где $Q_т$ — объемный расход твердого в питании классификатора, $м^3/сек$;

$Q_ж$ — расход воды, подаваемой с питанием, $м^3/сек$;

$\sum Q'_ж$ — суммарный расход восходящей воды, поступающей из предыдущих камер, $м^3/сек$;

$\sum\gamma$ — суммарный объемный выход твердого в предыдущих камерах (доли единицы);

v' — скорость стесненного осаждения частиц класса, выделяемого в рассчитываемой камере, при коэффициенте разрыхления m в верхнем слое пульпы, $м/сек$.

Учитывая большое разжижение в желобе, за v' принимают скорость свободного падения частиц.

В последнее время стала развиваться статистическая теория классификации [14, 15, 32, 33, 114], согласно которой движение частиц в классификационной камере рассматривается как состоящее из двух перемещений: гравитационного падения и беспорядочного перемещения, подобного броуновскому движению. Экспериментально установлено [14], что извлечение узкого класса частиц в мелкий продукт воздушного классификатора с пересыпными полками и скорость потока связаны зависимостью

$$\varepsilon = \varepsilon_{max} e^{-\frac{a}{w}}, \qquad (271)$$

где ε_{max} — максимально возможное извлечение данного класса крупности в мелкий продукт;

w — скорость потока;

a — коэффициент, зависящий от крупности и плотности частиц.

Уравнение (271) по своему виду аналогично уравнению Больцмана для распределения беспорядочно движущихся частиц газа в гравитационном поле. Такое сходство дало возможность авторам [14] утверждать, что полученная зависимость (271) извлечения частиц от скорости потока

обусловлена их беспорядочным перемещением.

С учетом случайного характера возмущений в турбулентном потоке жидкости или газа скорость частиц рассматривается как случайная величина, распределение которой относительно установившейся скорости носит вероятностный характер [15]. Полученное уравнение позволяет, по мнению авторов, рассчитать извлечение частиц в мелкий и крупный продукты классификационной камеры.

§ 63. Принципы расчета механических классификаторов

Приближенный расчет крупности слива механического классификатора аналогичен расчету процесса разделения в корытной части гидравлического классификатора [21]. Крупность граничной частицы определяется из условия, что ее траектория проходит через верхнюю кромку сливного порога. Указанное условие математически выражается в равенстве времени падения частицы от уровня пульпы в корыте механического классификатора в месте загрузки до уровня сливного порога t_1 и времени движения частицы в горизонтальном направлении от места загрузки до сливного порога t_2 или $t_1 = t_2$. При этом

$$t_1 = \frac{H}{v_{ст}}, \qquad (272)$$

где H — разность уровней пульпы и сливного порога;

$v_{ст}$ — скорость стесненного падения зерна.

Тогда

$$t_2 = \frac{b}{v_l} = \frac{bH}{q_0},$$

где b — расстояние по горизонтали от места подачи пульпы до сливного порога;

v_l — средняя скорость горизонтального потока пульпы;

q_0 — удельная объемная производительность классификатора по сливу на единицу ширины сливного порога.

Последние равенства дают

$$v_{ст} = \frac{q_0}{b}. \qquad (273)$$

Определяя скорость $v_{ст}$ по формуле (273) и применяя одну из формул скоростей стесненного падения, можно определить крупность граничной частицы. Коэффициент разрыхления, необходимый для расчета размера частиц по скорости $v_{ст}$, принимается равным задаваемому коэффициенту разрыхления пульпы в сливе.

Как показывают эксперименты, формула (273) может служить лишь для самой приближенной оценки размера граничной частицы.

В работах [32, 33] процесс классификации в механическом классификаторе рассматривается как статистический. Считая, что в корыте классификатора благодаря перемешиванию создается градиент концентрации по толщине потока (концентрация частиц в нижних слоях выше, чем в верхних), авторы используют для расчетов закон Фика, согласно которому поток частиц через некоторую поверхность пропорционален градиенту концентрации. Наряду с этим движением учитывается перемещение частиц под влиянием силы тяжести. Исходное уравнение изменения концентрации вдоль вертикальной стенки порога классификатора имеет вид

$$M\frac{\partial C}{\partial z} + v_{ст} + KC = 0, \qquad (274)$$

где M — константа перемешивания частиц пульпы;

$v_{ст}$ — скорость стесненного падения частиц того же размера в пульпе;

C — концентрация твердых частиц данного размера в пульпе;

K — постоянный коэффициент.

Определяя скорость стесненного падения по формуле (256) и решая уравнение (274), после некоторых преобразований можно получить следующее уравнение для расчета степени концентрации частиц в сливе:

$$\frac{\beta_c}{\alpha} = \frac{1}{\gamma_c + (1+\gamma_c)\left[\dfrac{\rho_{пс} - \rho_ж}{C_{vм}(\rho_т - \rho_ж)}\right]^{1-\frac{n}{v_г}}}, \qquad (275)$$

где β_c — содержание частиц данной крупности в сливе;

α — то же, в питании [1];

γ_c — выход слива (доли единицы);

$\rho_{пс}$ — плотность пульпы (слив);

$\rho_т$ и $\rho_ж$ — плотности твердых частиц и жидкости;

$C_{vм}$ — объемная концентрация частиц в нижней части классификатора (доли единицы);

---

[1] В работе [32] под α и β понимается их относительное содержание (соответственно в питании и сливе), отнесенные к разности между максимальным и минимальным размерами частиц данного класса; указанный выбор α и β не изменяет вида формулы (275).

v и $v_г$ — скорости свободного падения частицы (степень концентрации которой рассчитывается) и граничного зерна.

Граничное зерно определяется при этом как частица, содержание которой в песках, сливе и исходном продукте является одинаковым [117]. Размер граничного зерна считается заданным. Извлечение частиц определяется по формуле

$$\varepsilon = \frac{\beta_c}{\alpha}\gamma_c. \qquad (276)$$

Применение формул (275) и (276) для расчета реечных классификаторов показало удовлетворительное совпадение расчетных и экспериментальных данных [32].

Недостатком предложенного метода является необходимость экспериментального определения выхода слива, размера граничного зерна, а также содержания частиц в нижней части классификатора. Последнее для грубых расчетов может быть принято равным 0,5.

Глава XV

Классификаторы

§ 64. Механические классификаторы

Классификация — процесс разделения материала на классы различной крупности в жидкой или газообразной среде, в которой создается взвесь частиц классифицируемого материала, имеющих различную скорость осаждения.

Соответственно применяемой среде классификация может быть гидравлической (водной) или пневматической (воздушной); аппараты, применяемые для классификации, носят общее название — классификаторы. Это название в литературе закрепилось для классификаторов с водной средой, в то время как воздушные классификаторы чаще называют **воздушными** (или пневматическими) **сепараторами**.

Все классифицирующие устройства делятся на две основные разновидности [91]:

классификаторы с гравитационным разделением;

классификаторы с разделением в поле центробежных сил (центробежные).

Различают два способа разгрузки крупной (песковой) фракции: принудительная (механическая) и самотечная.

Классифицирующие устройства с гравитационным разделением материала и механической разгрузкой песков — **механические классификаторы** (реечный, спиральный, дражный, чашевый и др.); с самотечной разгрузкой — **гидравлические** (однокамерные, иначе конусные, и многокамерные).

К **центробежным** классификаторам с механической разгрузкой относятся центрифуги, а с самотечной — гидроциклоны и пневматические классификаторы (сепараторы).

Разделение в механических классификаторах происходит не только по крупности, но и по плотности. Тяжелые минералы концентрируются в песках и при работе мельницы в замкнутом цикле с классификатором подвергаются перемельчению в большей мере, чем пустая порода. Поэтому при обогащении руд гравитационным способом не рекомендуется применять для замкнутого цикла измельчения механические классификаторы. В этом случае целесообразно в цикл измельчения включать грохот или обогатительный аппарат (концентрационный стол, отсадочная машина и т. д.), позволяющий извлекать из песков свободные тяжелые минералы.

Кроме классификации по крупности механические классификаторы иногда используются для **отмывки** глинистых шламов и для обезвоживания материала.

По форме корыта или виду устройств для транспортировки песков в обогатительной практике применяется несколько конструктивно-технологических типов механических классификаторов: реечные, дражные, спиральные, чашевые и др.

Реечные классификаторы (рис. 157, 158 и табл. 105) устарели и применяются очень редко (только на старых обогатительных фабриках [1]) [27, 64].

Простейшим механическим классификатором является дражный (рис. 159).

Спиральный классификатор (рис. 160) состоит из наклонного полуцилиндрического корыта, в котором помещены один или два вращающихся вала с насаженными на них спиралями.

Спирали изготовляются из стальных полос, образующих двухзаходную винтовую поверхность. Для предохранения от износа спираль футеруется пластинами из отбеленного чугуна, стали или высокопрочных сплавов. Ширина полос выбирается в зависимости от нагрузки классификатора по пескам и составляет от 0,1 до 0,4 диаметра спирали. Ход спирали равен примерно половине ее диаметра.

Верхняя цапфа вала шарнирно укреплена в упорных подшипниках, что позволяет поднимать нижнюю часть спирали без нарушения сцепления конических зуб-

[1] С 1957 г. реечные классификаторы некоторых типоразмеров изготовляются лишь по специальному заказу.

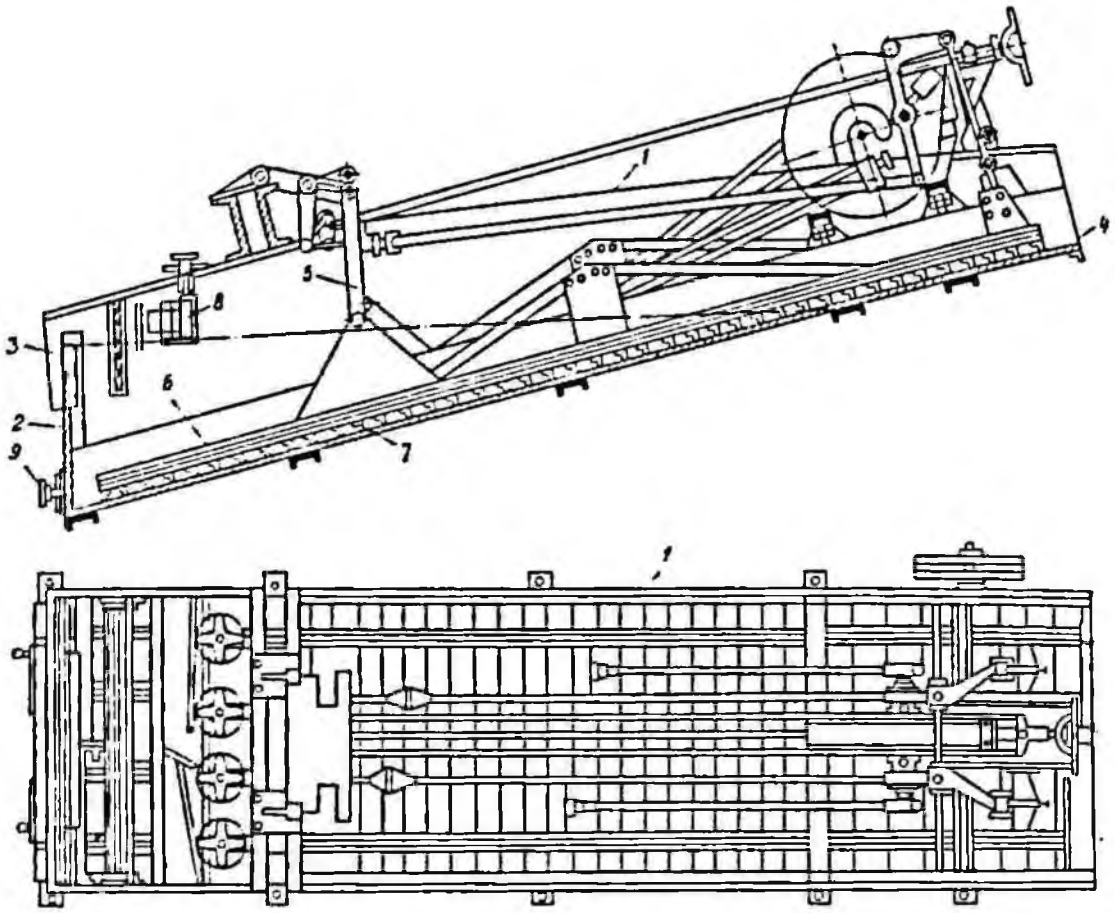


Рис. 157. Реечный классификатор:
1 — корыто; *2* — вертикальная стенка; *3* — сливной порог; *4* — днище; *5* — рычаг; *6* — гребковые рамы; *7* — гребки; *8* — желоб; *9* — люк

чатых колес. Это дает возможность производить пуск аппарата после его остановки под нагрузкой без очистки желоба от песков.

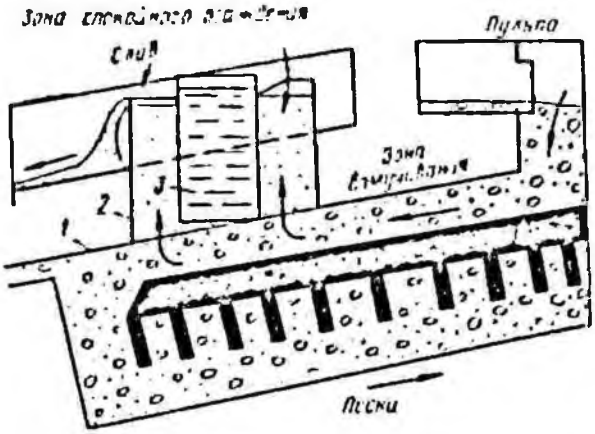


Рис. 158. Многозонный реечный классификатор:
1 — лист, перекрывающий часть корыта; *2* — сливные колонки; *3* — цилиндр

В классификаторах малых размеров подъем спиралей производится вручную (рукояткой через редуктор и пару цилиндрических шестерен). Для классификаторов больших размеров применяют механические (винтовые), гидравлические и пневматические подъемные устройства. Применяются также подъемники автоматического типа.

Классификаторы изготовляются в двух конструктивных исполнениях — **односпиральные и двухспиральные** в зависимости от необходимой производительности.

Различают два технологических типа спиральных классификаторов: **с непогруженными и с погруженными спиралями**. В первом случае вся верхняя половина витка спирали выступает над зеркалом пульпы, во втором — участок спирали, находящийся вблизи сливного порога, целиком погружен в пульпу.

Для работы в сопряжении с мельницами при крупности разделения 0,2 *мм* и выше применяют классификаторы с непогруженной спиралью, а для получения более тонкого слива (более 65% класса —0,074 *мм*) — с погруженной спиралью.

Основные параметры изготовляемых в СССР спиральных классификаторов

Основные параметры реечных классификаторов, применяемых на обогатительных фабриках

Таблица 105

Ширина корыта, мм	Длина корыта, мм	Угол наклона, град	Число ходов граблей в минуту	Длина хода граблей, мм	Производительность для руды плотностью 2,7 т/см³, т/ч				Установочная мощность, квт	Масса, т
					Крупность разделения					
					−0,3 мм		−0,074 мм			
					слив	пески	слив	пески		
Одногребковые										
200	3500	До 16	12—30	250	1,8	5,5	0,4	1,8	1,0	0,6
350	3000	10—15	16—25	220	—	—	0,75	3,2	1,0	0,64
350	3500	10—15	12—30	250	3,2	10,0	0,75	3,2	1,0	0,7
350	4500	9—14	14—28	220	3,2	10,0	0,8	3,0	1,1	0,8
700	4500	10—15	12—30	310	8,0	25,0	2,2	8,0	2,0	1,6
700	5500	9—14	17—27	220	8,0	25,0	2,2	8,0	2,8	2,2
700	7200	10—15	12—30	300	8,7	30,0	2,2	8,0	2,8	3,0
Двухгребковые										
1400	5500	10—15	16—21	306	16,0	50,0	4,0	16,0	4,5	3,7
1400	7200	10—15	12—30	300	16,0	50,0	4,0	16,0	4,5	4,5
1800	7200	10—15	16—21	306	20,4	62,0	5,0	20,5	4,5	6,2
1800	8500	9—14	14—28	300	20,0	62,0	5,0	20,0	5,9	10,0
2400	8500	10—15	16—30	300	27,0	75,0	6,8	27,5	7,0	11,6
2700	7200	10—15	12—30	300	27,0	83,5	6,8	24,5	8,7	12,0
3000	8500	10—15	16—30	300	40,0	120,0	8,5	34,0	10	12,4
Четырехгребковые										
3000	8500	9—12	14—28	300	—	—	—	—	14,9	22,0
4800	8500	9—12	14—28	300	—	—	—	—	18,7	25,0
5400	8500	9—12	14—28	300	—	—	—	—	18,7	28,0

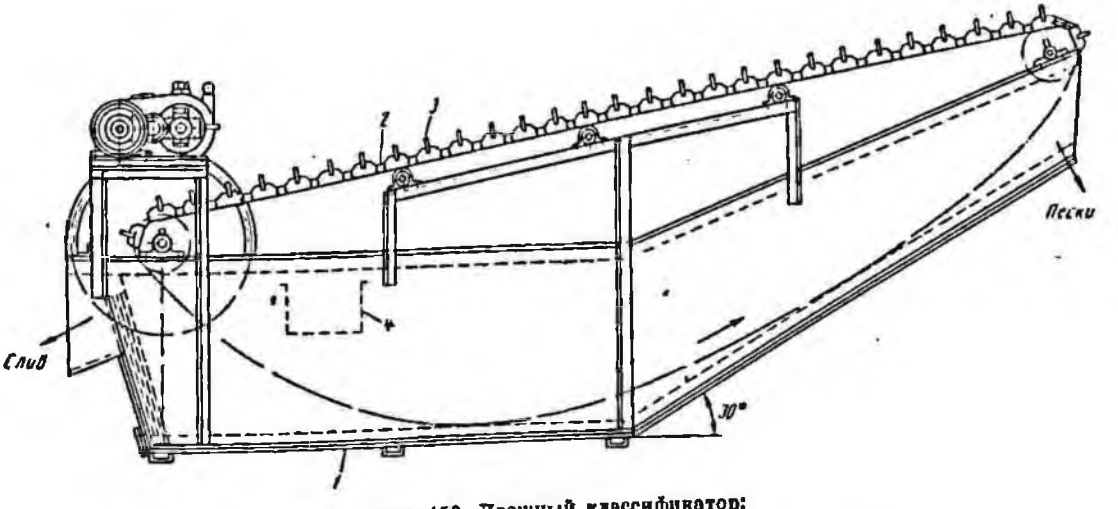


Рис. 159. Дражный классификатор:
1 — корыто; *2* — шарнирная цепь; *3* — гребки; *4* — желоб

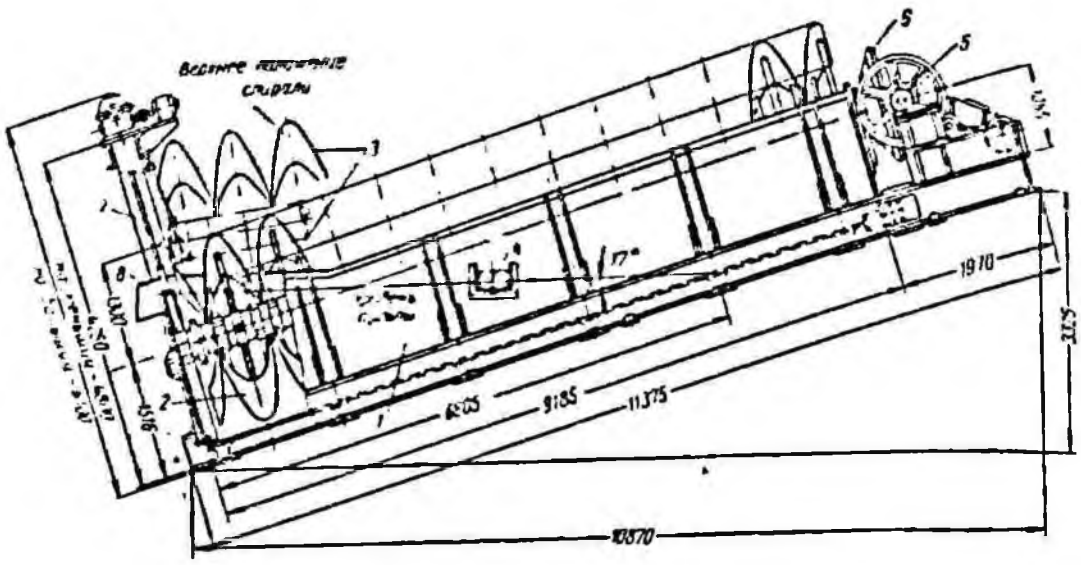


Рис. 160. Спиральный классификатор:
1 — корыто; *2* — вал; *3* — спирали; *4* — желоб; *5* — упорные подшипники; *6* — зубчатое колесо; *7* — винтовое подъемное устройство; *8* — сливной порог

(ГОСТ 10323—62) приведены в табл. 106 и 107, а классификаторов, изготовленных ранее и работающих на некоторых фабриках, — в табл. 108 [27].

Чашевые классификаторы (рис. 161) устарели. Применяются очень редко на старых обогатительных фабриках.

Гидроосциллятор представляет собой чашевый классификатор с вибрирующей чашей (рис. 162).

Подвижное днище чаши, подвешенное на шарнирных опорах, совершает колебательные («осциллирующие») движения вокруг своей вертикальной оси. Коническая часть чаши перекрыта перфорированной диафрагмой, под которую по трубе

Таблица 106

Основные параметры классификаторов с непогруженной спиралью по ГОСТ 10323—62

Основные параметры	Шифр классификатора											
	1КСН-3	1КСН-5	1КСН-7,5	1КСН-10	1КСН-12	1КСН-15	1КСН-17	1КСН-20	1КСН-24*	2КСН-24*	1КСН-30	2КСН-30
Размеры спирали, *мм*:												
диаметр	300	500	750	1000	1200	1500	1700	2000	2400		3000	
длина	3000	4500	5500	6500		8200	8400		9200		12 500	
Количество спиралей	1									2	1	2
Скорость вращения спиралей, *об/мин*	25	12	7,8	5,0	4,1; 8,3	3,4; 6,8	2,5; 5,0	2,0; 4,0	1,8;	3,5	1,5;	3,0
Мощность электродвигателя привода спиралей, *квт*	1,1		3,0	5,5		7,5	10,0	13,0	13,0	22,0	30,0	40,0
Масса классификатора без электродвигателя, *т*	0,8	1,5	3,0	5,0	7,0	13,0	17,0	19,0	23,0	37,0	42,0	72,0

* С 1/III 1971 г. в ГОСТ включены 1КСН-24А, 2КСН-24А и 1КСН-24Б.

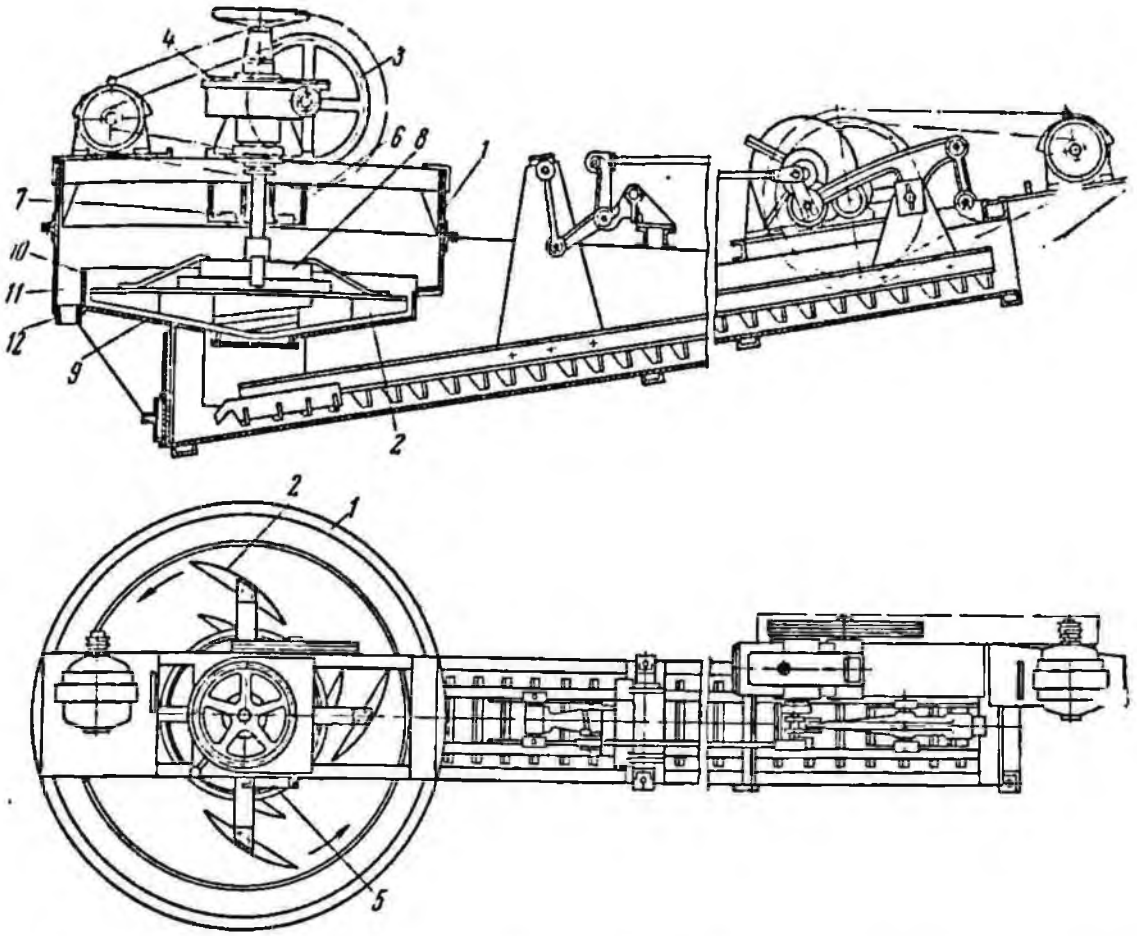


Рис. 161. Чашевый классификатор:

1 — чаша; *2* — гребки; *3* — шкив; *4* — червячная передача; *5* и *12* — соответственно загрузочный и выпускной патрубки; *6* — приемная воронка; *7* — отверстия в питателе; *8* — распределительная воронка; *9* — днище; *10* — порог; *11* — кольцевой желоб

Таблица 107

Основные параметры спиральных классификаторов с погруженной спиралью по ГОСТ 10323—62

Основные параметры	Шифр классификатора									
	1КСП-12	2КСП-12	1КСП-15	2КСП-15	1КСП-17	1КСП-20	2КСП-20	1КСП-24	2КСП-24	1КСП-30
Размеры спирали, *мм*:										
диаметр	1200		1500		1700	2000		2400		3000
длина	8400		10 100			13 000		14 000		15 500
Количество спиралей	1	2	1	2	1		2	1	2	1
Скорость вращения спиралей, *об/мин*	4,1; 8,3		3,4; 6,8		2,5; 5,0			2,0; 4,0		1,5; 3,0
Мощность электродвигателя привода спиралей, *квт*	5,5	10,0	7,5	10,0		13,0	22,0	13,0	30,0	
Масса классификатора без электродвигателя, *т*	10,5	17,0	19,0	32,0	25,0	31,0	56,0	35,0	63,5	60,0

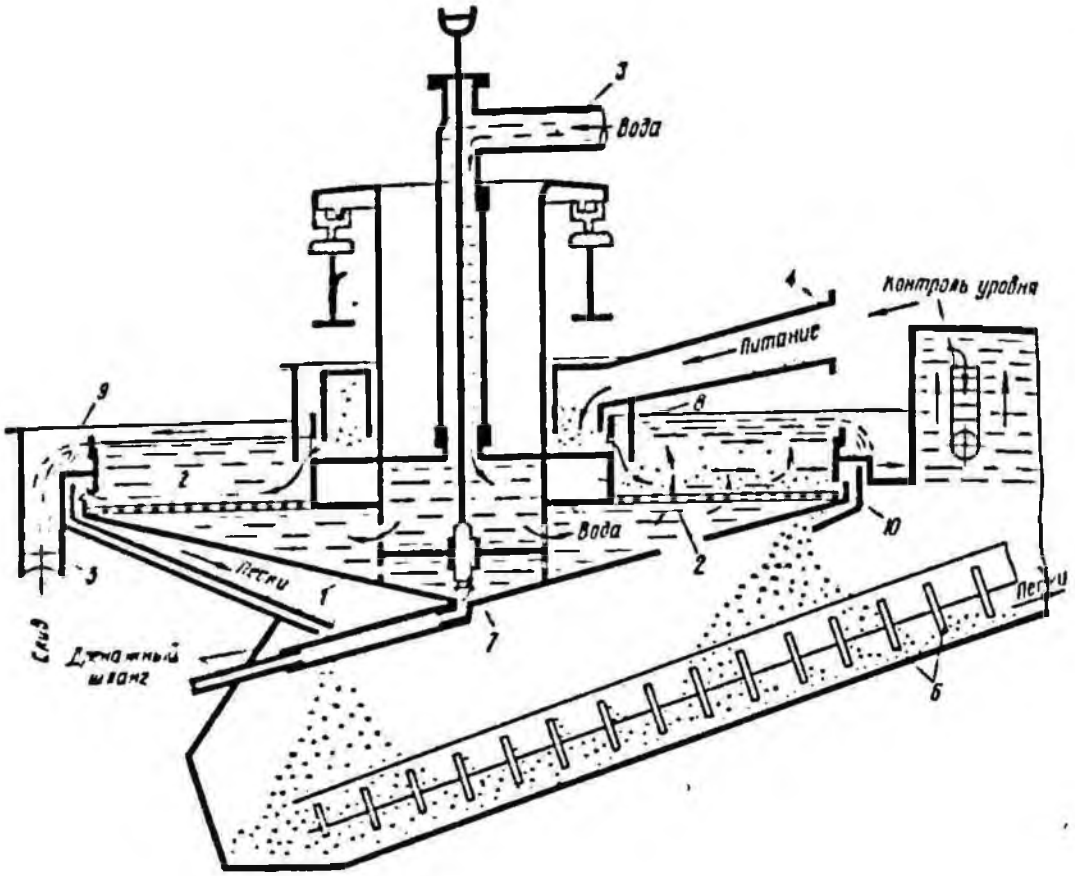


Рис. 162. Чашевый классификатор (гидроосциллятор):

1 — днище чаши; *2* — перфорированная диафрагма; *3* — труба; *4* и *9* — соответственно радиальный и кольцевой желоба; *5* — патрубок; *6* — гребки; *7* — предохранительный клапан; *8* — кольцевой приемник; *10* — кромка чаши

подается под давлением вода. В конусном днище чаши имеется предохранительный клапан, который периодически открывается, обеспечивая разгрузку подрешетного продукта. Питание вводится по радиальному желобу в кольцевой приемник прямоугольного сечения. Под действием осцилляций и восходящих струй подрешетной воды, проходящей через диафрагму снизу вверх, над диафрагмой образуется пульсирующий слой материала. Тонкие частицы, поднявшиеся в верхний слой, сливаются в кольцевой желоб и удаляются через патрубок. Крупные частицы, осаждаясь в нижней зоне, двигаются над диафрагмой к периферии и через кромку чаши разгружаются в корыто реечной части, где осаждаются и затем транспортируются гребками. Тяжелые минералы мельче отверстий диафрагмы просеиваются на дно вибрирующей части и периодически разгружаются при открытии клапана.

Основные параметры гидроосциллято-ров, установленных на фабриках штатов Теннесси и Анаконда (США) приведены в табл. 109 [146].

Опытный образец гидроосциллятора конструкции Механобра (диаметром 3000 *мм*) подвергался испытаниям в промышленных условиях на Среднеуральской обогатительной фабрике. В результате испытаний установлена возможность получения слива кондиционного по плотности (около 30% твердого) и по содержанию класса —0,074 *мм* (около 90%). Удельная производительность гидроосциллятора составляла 4—5 $т/м^2 \cdot ч$. В подрешетном продукте концентрировались сульфиды при выходе около 10%. Эффективность классификации составляла 45—50% [24].

Сложность конструкции и более высокая стоимость гидроосциллятороов оправдываются в тех случаях, когда требуется получение очень чистых песков и точная классификация или выделение тяжелых минералов.

Результаты ситовых анализов песков гидроосциллятора приведены в табл. 110.

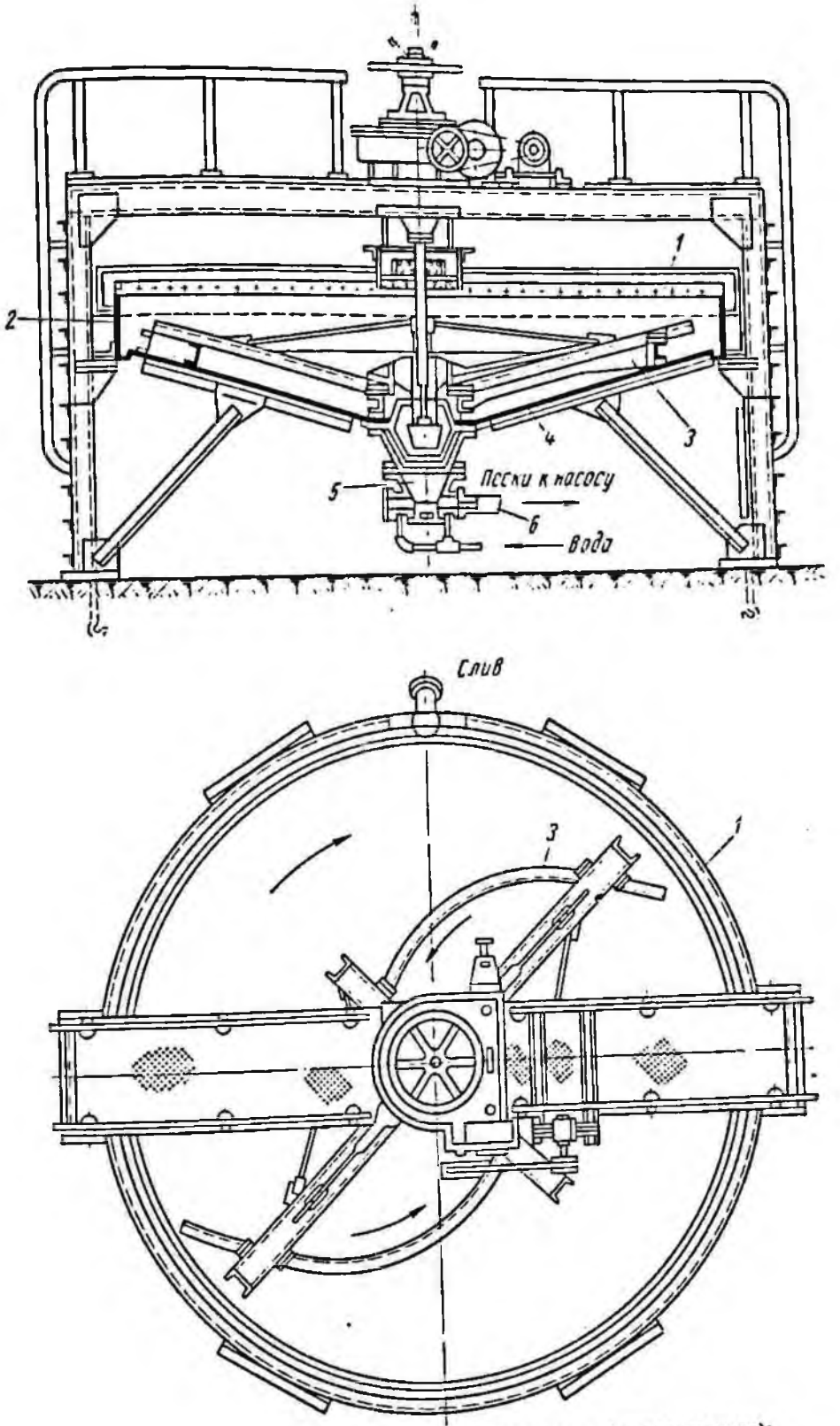


Рис. 163. Спирально-лопастной классификатор (гидросепаратор):
1 — круговой порог; *2* — чаша; *3* — гребки; *4* — днище; *5* — отверстие для удаления песков; *6* — труба

Таблица 108

Основные параметры классификаторов с непогруженной спиралью, работающих на некоторых фабриках СССР

Диаметр спиралей, мм	Длина корыта, мм	Спираль: скорость вращения, об/мин	Спираль: шаг, мм	Угол наклона, град	Мощность электродвигателя, квт
Односпиральные					
300	3 000	13,5	160	14—18	1,0
500	4 500	12,0	250	14—18	1,0
750	5 500	7,8	380	14—18	2,8
1000	6 500	7,5	500	14—18	7,0
1200	6 500	5,0	600	12	7,0
1500	8 230	2,5—5,0	750	16	7,0
2000	8 400	4,0	1250	17	14
2400	9 185	2,5	1500	18	20
Двухспиральные					
1200	8 400	2	600	15	7
1500	8 230	2	750	16	14
2000	8 400	2	1250	18	20
2400	9 200	2	1500	17	20
3000	12 500	2—3	1800	18	28

Таблица 109

Основные параметры гидроосцилляторов

Параметры	Фабрики: «Теннесси»	Фабрики: «Авакономда»
Диаметр осциллирующей чаши, мм	3000	2750
Ширина корыта речной части, мм	2100	1500
Площадь зеркала гидроосциллятора, м²	6,15	5,0
Число осцилляций (ходов) в минуту	140	145
Количество подрешетной воды, м³/мин	0,85	0,565
Скорость движения гребков речной части, ходов в минуту	16,8	12,7

Гидросепаратор, или спирально-лопастной классификатор, аналогичен сгустителю небольшого размера. Применяется при получении особенно тонкого слива, а также

Таблица 110

Результаты ситовых анализов песков гидроосциллятора

Крупность, мм	Суммарный выход, %	Крупность, мм	Суммарный выход, %
+0,295	36,3	+0,104	92,7
+0,208	52,7	+0,074	96,9
+0,147	75,1	—0,074	31

Таблица 111

Основные параметры спирально-лопастного классификатора (гидросепаратора)

Диаметр чаши, мм	Вертикальный вал: скорость вращения, об/мин	Вертикальный вал: подъем, мм	Мощность электродвигателя, квт	Масса, т
4200	1,16	0—250	2,7	5,40
5000	1,16	0—250	2,7	6,90
6000	0,78	0—350	2,7	12,42

для обесшламливания. На рис. 163 показан общий вид гидросепаратора, а в табл. 111 приведена его характеристика.

Разгрузка слива гидросепаратора производится через круговой порог цилиндрической чаши, пески собираются плоскими спиральными гребками к центру днища и удаляются по трубе.

§ 65. Параметры и расчет реечных и спиральных классификаторов

Основными параметрами, определяющими технологические показатели реечного и спирального классификаторов, являются: ширина корыта (или диаметр спиралей), длина и угол наклона корыта, высота сливного порога и скорость движения гребков или спиралей.

Ширина корыта классификатора выбирается в соответствии с требуемой производительностью по сливу и по пескам.

Длина классификатора определяется скоростью процесса обезвоживания песков. Практикой установлено, что для получения песков с содержанием влаги 20—25% длина части корыта, выступающей над зеркалом пульпы, должна быть 1,5—1,8 м. При работе в замкнутом цикле с мель-

Таблица 112

Зависимость крупности разделения от угла наклона корыта реечных классификаторов

Параметры	Крупность разделения (номинальная крупность слива) $d_н$, *мм*						
	0,589	0,417	0,295	0,208	0,147	0,104	0,074
Угол наклона корыта, *град*	13—15	13—14	12—14	12—13	11—12	9,5—11	9,5—11
Содержание твердого в сливе, %	39	25	22	18	14—17	9—14	6—10
Число ходов гребков в 1 *мин*	23—32	21—29	19—26	17—24	15—21	11—17	9—14

нцей длина корыта зависит также от высоты, на которую нужно поднять пески для транспортировки их в мельницу.

Угол наклона корыта классификатора определяет длину зеркала и объем пульпы. Максимально допустимый угол определяется способностью песков стекать обратно в зону осаждения. В спиральных классификаторах тяжелых конструкций пределы изменения угла наклона ограничены и принимаются около 18°.

В реечных классификаторах угол наклона изменяется от 9 до 16°. Данные о влиянии угла наклона корыта на крупность разделения приведены в табл. 112 [64].

Высота сливного порога должна обеспечивать достаточную площадь осаждения. Необходимая высота зависит от плотности обрабатываемой руды. За эталонную принимается руда плотностью 2,65 $т/м^3$. Повышенная высота порога необходима при выделении в слив тонких классов, низкие пороги применяются для выделения крупнозернистого материала.

Влияние высоты порога на характер песков и слива реечного классификатора приведено в табл. 113 [64].

Площадь зеркала пульпы в корыте определяется из выражения

$$F = \frac{Bh}{\sin \alpha}, \quad м^2,$$

где B — ширина корыта;
h — высота порога;
α — угол наклона днища классификатора.

Скорость движения и длина хода гребков определяют производительность реечного классификатора по пескам. Длину хода принимают 250—380 *мм*.

Скорость движения гребков влияет на степень перемешивания пульпы и, следовательно, на крупность частиц в сливе. С увеличением скорости крупность слива повышается, но при этом получаются более чистые пески. На практике число ходов принимают от 8 до 30 в 1 *мин*.

В табл. 114 приведены нормальные числа ходов гребкового механизма в зависимости от характера руды.

Производительность реечного классификатора по сливу определяется по формуле [91]

$$Q = BK_\delta K_\beta q_{баз}, \quad т/сутки, \qquad (277)$$

где B — ширина классификатора, *м*;
K_δ — поправочный коэффициент, учитывающий плотность руды;
K_β — поправочный коэффициент, учитывающий крупность разделения;
$q_{баз}$ — базисная удельная приведенная производительность, соответствующая номинальной крупности разделения $d_н = 0{,}147$ *мм*.

Таблица 113

Влияние высоты сливного порога на характер слива реечного классификатора шириной 3600 *мм*

Крупность, *мм*	Суммарный выход, %				
	в исходном продукте	в песках		в сливе	
		Высота сливного порога, *мм*			
		1345	1140	1345	1140
+0,589	28,9	35,7	32,3	—	—
+0,417	39,3	54,3	50,0	0,4	1,2
+0,295	55,9	73,1	72,3	4,0	7,8
+0,208	65,2	84,0	82,4	15,3	16,6
+0,147	73,5	90,7	89,7	27,8	28,7
+0,104	78,1	93,5	92,9	37,3	38,5
+0,074	81,6	94,8	94,3	45,4	46 1
−0,074	18,4	5,2	5,7	54,6	53,9

Таблица 114

Число ходов в минуту гребковых рам реечных классификаторов

Руда	Крупность разделения (номинальная крупность слива) $d_н$, мм					
	0,295	0,208	0,147	0,104	0,074	0,044
Весьма кремнистая или тяжелая сульфидная	32	30	20	23	21	16
Кремнистая	30	28	24	21	19	14
Среднекремнистая	28	24	21	18	16	12
Глинистая	26	22	18	16	14	10
Легкий материал (угли и др.)	22	19	16	14	12	8

Таблица 115

Поправочные коэффициенты к формуле (278)

Параметры	Плотность руды, г/см³											
	2	2,5	2,7	2,85	3,0	3,2	3,3	3,5	3,8	4,0	4,2	4,5
Отношение $\frac{\delta}{2,7}$ . .	0,74	0,93	1,0	1,06	1,11	1,18	1,22	1,30	1,40	1,48	1,55	1,67
Коэффициент K_δ . .	0,65	0,90	1,0	1,07	1,15	1,25	1,30	1,40	1,55	1,65	1,75	1,90

Поправочный коэффициент на плотность руды определяется по формуле

$$K_\delta = 1 + 0,5\,(\delta - 2,7), \qquad (278)$$

где δ — плотность данной руды, $т/м^3$;
2,7 — плотность базисной руды, $т/м^3$.

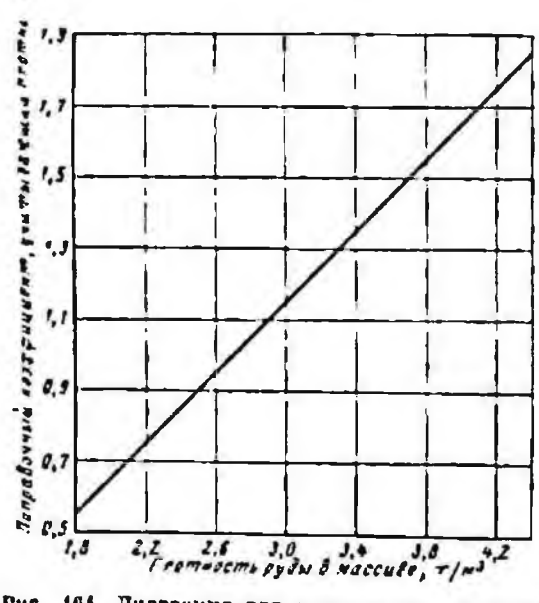


Рис. 164. Диаграмма для определения поправочного коэффициента K_δ (по Таггарту)

Вычисленные значения K_δ приведены в табл. 115. Определение поправочного коэффициента K_δ можно также производить по диаграмме (рис. 164).

Поправочный коэффициент на крупность разделения находится по формуле [91]

$$K_\beta = 2,86 - 0,0238\beta_{74} \qquad (279)$$

или по диаграмме (рис. 165).

Значения коэффициента K_δ приведены в табл. 116.

Ориентировочное значение базисной нагрузки может быть принято $q_{баз} \approx 84$ *т/м·сутки*.

Производительность реечных классификаторов по пескам может быть определена по ориентировочной формуле

$$ПS \approx 28,8\psi n B \frac{\delta}{2,7}, \ т/сутки, \qquad (280)$$

где ψ — коэффициент, зависящий от крупности разделения;
n — число качаний граблей в минуту;
B — ширина корыта, м;
δ — плотность руды, $т/м^3$.

Коэффициент ψ вычисляется по формуле

$$\psi = 0,6 + \frac{d_н - 0,074}{0,226}. \qquad (281)$$

Производительность по сливу классификаторов с непогружен-

Таблица 116

Поправочный коэффициент на крупность разделения K_β (для реечных классификаторов)

Крупность разделения (номинальная крупность слива) $d_н$, мм	Содержание класса —0,074 мм β_{74} в сливе, %	Поправочный коэффициент K_β		
		по Котляру	по Таггарту	по Олевскому
0,833	23,5	—	—	2,30
0,589	31,3	2,0	2,4—2,6	2,12
0,417	41,2	1,7	2,0—2,1	1,88
0,295	52,9	1,4—1,5	1,6—1,7	1,60
0,208	65,3	1,25	1,3—1,4	1,30
0,147 (базисная)	78,0	1,00	1,0	1,00
0,104	88,4	0,7	0,7	0,75
0,074	95,0	0,4—0,5	0,4—0,45	0,60

Таблица 117

Поправочные коэффициенты на крупность разделения (для классификаторов с непогруженной спиралью)

Параметры	Расчетная крупность разделения (остаток 5% на сите) $d_н$, мм								
	1,168	0,833	0,589	0,417	0,295	0,208	0,147	0,104	0,074
Содержание класса —0,074 мм β_{74} в сливе, %	17,5	23,5	31,3	41,2	52,9	65,3	78	88,4	95
Поправочный коэффициент, вычисленный по формуле (283) K'_β	2,50	2,37	2,19	1,96	1,70	1,41	—	—	—
То же, по формуле (284) K''_β	—	—	—	—	—	1,41	1,0	0,67	0,46

ной спиралью определяется по формуле [91]

$$Q = mK_\delta K_\beta Q_{баз},\ т/сутки, \qquad (282)$$

где m — число спиралей;

K_δ — поправка на плотность руды; вычисляется по формуле (278) или находится по табл. 115 и графику рис. 164;

K_β — поправка на крупность разделения; находится по табл. 117 или по рис. 166, либо вычисляется по формулам:

для грубого слива ($\beta_{74} < 65\%$)

$$K'_\beta = 1{,}41 + 0{,}023\,(65 - \beta_{74}), \qquad (283)$$

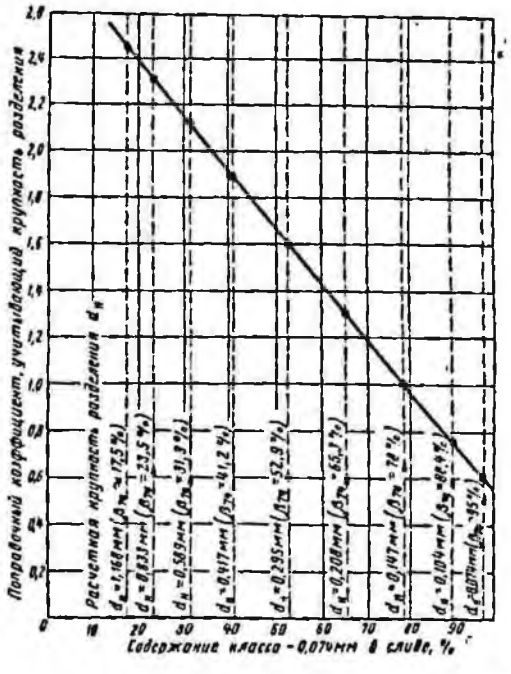


Рис. 165. Диаграмма для определения поправочного коэффициента K_β

Таблица 118

Производительность по сливу односпиральных классификаторов с непогруженной спиралью, *т/сутки* (для руды δ=2,7 *т/м*³)

Параметры	Крупность разделения (номинальная крупность слива) $d_н$, *мм*						
	1,168	0,833	0,589	0,417	0,295	0,208	0,147	0,104	0,074
Содержание в сливе, %: класса —0,074 *мм*	17,5	23,5	31,3	41,2	52,9	65,3	78	88,4	95
твердого $T_{тр}$	42,1	40,1	37,3	33,9	29,8	25,5	21,0	17,4	15,0
Поправочные коэффициенты K_β и K'_β по формулам (283)* и (284)**	2,50	2,37	2,19	1,96	1,70	1,41	1,0	0,67	0,46
Приведенная производительность по сливу $Q_{тр}$, *т/сутки*, при диаметре спирали, *мм*:									
1000	260	265	244	218	190	157	111,7**	75	52
1200	389	368	340	304	264	219	155,2**	104	72
1500	575	545	505	450	391	325	230,2**	154	106
2000	950	902	835	745	646	538	381,2**	255	175
2400	1315	1250	1150	1030	895	740	526,0**	352	242
3000	1959	1850	1710	1530	1330	1100	781,0**	525	361

* Подставлено по приближенной формуле $T_{тр}$ = 48,3—0,33β_{74} [101].

** Базисная производительность. Фактическая производительность подсчитывается по формуле $Q = mK'_\beta Q_{тр}$.

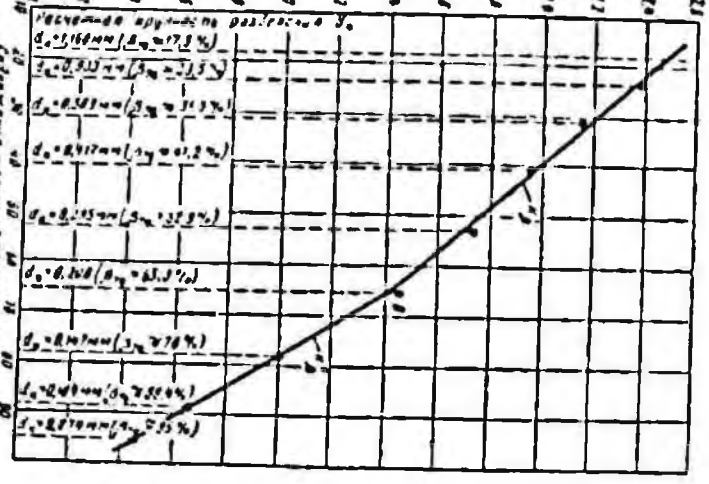


Рис. 166. Диаграмма для определения поправочных коэффициентов K'_β и K_β для классификаторов с непогруженной спиралью

для тонкого слива ($\beta_{74} > 65\%$)

$$K'_\beta = 0{,}46 + 0{,}032\,(95 - \beta_{74}); \qquad (284)$$

$Q_{баз}$ — базисная производительность, соответствующая номинальной крупности разделения $d_н$ = 0,147 *мм*, при которой $\beta_{74} \approx$ ≈ 78%; вычисляется для малых диаметров ($D \leqslant 1$ *м*) по формуле

$$Q_{баз} = 94D^2 + 16D, \ т/сутки, \qquad (285)$$

а для больших диаметров ($D > 1$ *м*) — по формуле

$$Q_{баз} = 65{,}15D^2 + 74{,}05D - 27{,}5, \ т/сутки. \qquad (286)$$

Приведенная производительность $Q_{пр}$ находится по формуле

$$Q_{пр} = mK'_\beta Q_{баз}. \qquad (287)$$

Вычисленные по формуле значения $Q_{пр}$ приведены в табл. 118, а по каталожным данным — в табл. 119.

Таблица 119

Производительность по сливу односпиральных классификаторов с непогруженной спиралью (по каталожным данным зарубежных фирм), *т/сутки*

Диаметр спирали, *мм*	Крупность разделения (номинальная крупность слива) $d_н$, *мм*														
	—0,074			0,104			0,147			0,208			—0,295		
	Плотность руды, *т/м*³														
	2,7	3,0	4,0	2,7	3,0	4,0	2,7	3,0	4,0	2,7	3,0	4,0	2,7	3,0	4,0
305	—	—	—	9,0	10,32	13,32	14,8	16,57	21,9	21,8	24,42	32,26	36	40,36	53,28
406	11,0	12,32	16,28	16,0	17,92	23,68	24,5	27,44	36,26	36,0	40,36	53,28	60	67,6	88,8
610	22,4	25,1	33,15	32,5	36,4	48,1	50,1	56,1	74,1	74,0	82,9	109,5	122,1	136,6	180,5
762	34,1	38,2	50,5	48,2	53,9	71,3	75,1	84,1	110,1	110,2	123,4	163,1	184	206,1	272,3
914	47,5	52,2	70,3	68,0	76,16	100,6	104,0	116,5	153,9	154,0	172,5	227,9	255	285,6	377,4
1143	72	80,6	106,5	101,0	113,1	149,4	165,0	174,8	244,2	230,0	257 6	340,4	375	420,0	555,0
1219	80	89,6	118,4	114,0	127,7	168,7	175,0	196,0	259,0	258,0	288,9	381,8	420	470,0	621,6
1372	98	109,7	145,0	140,0	156,8	207,2	218,0	244,0	322,6	319,0	357,3	472,1	520	582,4	769,6
1524	119	123,3	176,1	170,0	190,4	245,6	260,0	291,2	384,8	380,0	425,6	562,4	625	700,0	925,0
1676	142	157,9	210,1	205,0	229,6	303,4	310,0	347,2	458,8	450,0	504,0	666,0	735	823,2	1087,8
1829	165	184,8	244,2	235,0	263,2	347,8	360,0	403,2	532,8	520,0	582,4	769,6	850	952,0	1258,0
1981	190	212,8	281,2	265,0	296,8	392,2	415,0	464,8	614,2	600,0	672,0	888,0	1000	1120	1480,0
2438	318	381,6	476,6	448,0	501,7	663,0	675,0	756,0	999,0	1000,0	1120,0	1480,0	—	—	—

Таблица 120

Производительность по пескам односпиральных классификаторов с непогруженной спиралью (для руды $\delta = 2{,}7$ т/м³ при условной циркулирующей нагрузке 300%)*

Диаметр спирали, мм	Производительность П, т/сутки и скорость вращения спирали n, об/мин	Крупность разделения (номинальная крупность слива) $d_п$, мм							
		1,168	0,833	0,589	0,417	0,295	0,208	0,147	0,104	0,074
1000	П	840	800	730	655	570	470	335	225	155
	n	6,2	5,9	5,4	4,9	4,2	3,5	2,5	1,7	1,3
1200	П	1160	1100	1020	910	790	660	465	310	205
	n	5,0	4,7	4,4	3,9	3,4	2,9	2,0	1,6	1,2
1500	П	1720	1630	1510	1350	1170	975	690	460	320
	n	3,8	3,6	3,3	3,0	2,6	2,1	1,5	1,0	0,7
2000	П	2850	2700	2500	2240	1940	1620	1140	770	525
	n	2,7	2,5	2,3	2,1	1,8	1,5	1,1	0,8	0,5
2400	П	3950	3750	3450	3090	2685	2220	1580	1050	725
	n	2,1	2,0	1,9	1,7	1,5	1,2	0,9	0,6	0,4
3000	П	5850	5500	5150	4600	4000	3300	2350	1575	1080
	n	1,6	1,6	1,4	1,3	1,1	0,9	0,7	0,5	0,3

* Если циркулирующая нагрузка отличается от 300%, то скорость вращения спирали пропорционально изменяется.

Таблица 121

Приведенная суточная производительность по сливу односпиральных классификаторов с погруженной спиралью (для руды $\delta = 2{,}7$ т/м³) [91]

Параметры	Крупность разделения (номинальная крупность слива) $d_п$, мм						
	0,208	0,147	0,104	0,074	0,061	0,053	0,044
Содержание в сливе, %:							
класса —0,074 мм	65,3	78,0	88,4	95,0	—	—	—
класса —0,044 мм	45,5	59,2	72,0	83,2	88,5	91,7	95,0
Поправочный коэффициент K_3'''	3,0	2,3	1,61	1,0	0,72	0,55	0,36
Приведенная производительность по сливу $Q_{пр}$, т/сутки при диаметре спирали, мм:							
1200	342	272	184	114*	82	63	41
1500	510	392	272	170,5*	123	94	62
2000	850	650	455	282*	203	155	103
2400	1170	900	630	390*	281	215	140

* Базисная производительность $Q_{баз}$ (при $d_п = 0{,}074$ мм).

Производительность классификаторов **по пескам** определяется по формуле

$$П = S = 135 m D^3 n \left(\frac{\delta}{2.7}\right), \ т/сутки, \quad (288)$$

где m — число спиралей;
D — диаметр спирали, *м*;
n — скорость вращения спирали, *об/мин*;
δ — плотность руды, $т/м^3$.

Вычисленные значения производительности по пескам при условной циркулирующей нагрузке 300% приведены в табл. 120.

Производительность по сливу классификаторов **с погруженной** спиралью вычисляется по формуле [91]

$$Q = m K_\delta K_\beta''' Q_{74}, \ т/сутки, \quad (289)$$

где Q_{74} — базисная производительность по расчетной крупности разделения —0,074 *мм* (5% остатка на сите 0,074 *мм* или $\beta_{74} = 95\%$).

Значения коэффициента K_δ находят по табл. 115.

Поправку на крупность разделения K_β''' находят по табл. 121 или по диаграмме (рис. 167), которой отвечает уравнение [9]

$$K_\beta''' = 0{,}054\,(101{,}8 - \beta_{44}). \quad (290)$$

Базисная производительность определяется по формулам:
для больших классификаторов

$$Q_{74} = 50D^2 + 50D - 18, \ т/сутки, \quad (291)$$

для малых классификаторов

$$Q_{74} = 75D^2 + 10D - 18, \ т/сутки, \quad (292)$$

где D — диаметр спирали, *м*.

Пользуясь поправкой на крупность слива, можно определить приведенную производительность по формуле

$$Q_{пр} = K_\beta''' Q_{74}, \ т/сутки. \quad (293)$$

Вычисленные значения приведенной производительности даны в табл. 121 и изображены графически на рис. 168.

Каталожные данные приведены в табл. 122.

Производительность по пескам классификаторов с погруженной спиралью рассчитывается по тем же формулам, что и классификаторов с непогруженной спиралью.

При заданной производительности классификатора по сливу диаметр может быть найден также по формулам [156]:

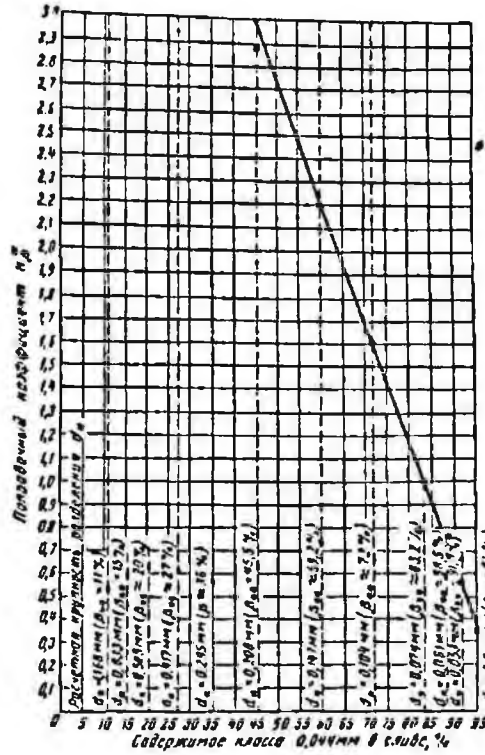


Рис. 167. Диаграмма для определения поправочного коэффициента K_β''' (для классификаторов с погруженной спиралью)

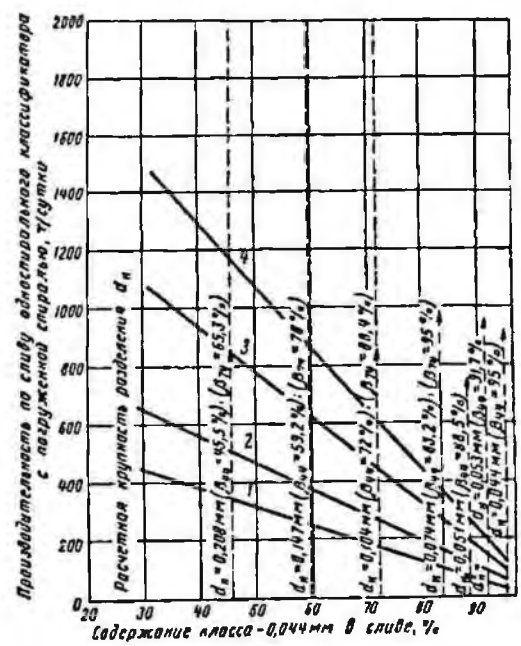


Рис. 168. Приведенная производительность по сливу односпиральных классификаторов с погруженной спиралью (для руды $\delta = 2{,}7\ т/м^3$):
1—4 — диаметр спирали соответственно 1200, 1500, 2000 и 2400 *мм*

Таблица 122

Производительность по сливу односпирального классификатора с погруженной спиралью (по каталожным данным зарубежных фирм), т/сутки

Диаметр спирали, мм	Содержание твердого в сливе, %: 12—15 (крупность —0,044 мм)				15 (крупность —0,074 мм)				20 (крупность —0,147 мм)			
	Плотность руды, т/м³											
	2,5	2,7	3,0	4,0	2,5	2,7	3,0	4,0	2,5	2,7	3,0	4,0
305	—	—	—	—	10,04	10,8	12,08	15,98	22,32	24,0	26,88	35,52
406	5,58	6,0	6,72	8,88	16,74	18,0	20,16	26,64	36,27	39,0	43,68	57,72
610	11,90	12,8	14,34	18,84	34,22	36,8	41,21	54,46	78,12	84,0	94,08	124,32
762	17,85	19,2	21,50	28,42	52,08	56,0	62,72	82,88	117,18	127,0	141,12	186,48
914	25,11	27,0	30,24	39,96	72,54	78,0	87,35	115,44	167,18	175,0	196,00	259,00
1143	37,20	40,0	44,80	59,20	107,88	116,0	129,92	171,68	241,80	260,0	291,20	384,00
1219	41,85	45,0	50,40	66,60	120,90	130,0	145,60	192,40	279,00	300,0	336,00	444,00
1372	51,15	55,0	61,60	81,40	146,94	158,0	176,96	233,84	334,80	360,0	403,20	532,80
1524	62,31	67,0	75,04	96,16	174,84	188,0	210,56	278,24	409,20	440,0	492,80	651,20
1829	86,49	93 0	104,16	137,16	241,80	260,0	291,20	384,80	558,00	600,0	672,00	888,00
1987	99,51	107,0	119,84	158,36	279,00	300,0	336 0	444,0	—	—	—	—

Таблица 123

Ориентировочная приведенная производительность чашевых классификаторов по сливу (для руды плотностью δ=2,7 т/м³, при крупности разделения—0,074 мм)

Параметры	Диаметр чаши, м					
	1,0	1,2	2,4	3,6	4,5	6,0
Производительность:						
по формуле (296), *т/сутки*	13	18,4	65,6	140	210	360
по формуле (297), *т/ч*	0,55	0,77	2,7	5,8	8,8	15
по данным каталогов, *т/ч*	—	0,8	2,5—3,0	5,5	9,0	15

для классификаторов с погруженной спиралью

$$D = 0{,}115A - 0{,}07, \ м, \qquad (294)$$

для классификаторов с непогруженной спиралью

$$D = 0{,}103A - 0{,}08, \ м,$$

где

$$A = \sqrt{\frac{Q}{mK_\delta K_\beta}}. \qquad (295)$$

Производительность чашевых классификаторов по сливу пропорциональна диаметру чаши, взятому в степени 1,85. При крупности слива —0,074 мм (для руды плотностью 2,7 $т/м^3$) производительность классификатора можно рассчитать по эмпирической формуле [91]

$$Q = 13D^{1,85}, \ т/сутки, \qquad (296)$$

или

$$Q = 0{,}55D^{1,85}, \ т/ч, \qquad (297)$$

где D — диаметр чаши, м.

Для руд плотностью, отличающейся от базисной (2,7 $т/м^3$), и при другой крупности разделения в расчет производительности вводится поправка.

Поправочный коэффициент на плотность руды K_δ остается тем же, что и для расчета реечных и спиральных классификаторов (см. табл. 115).

Поправка на крупность разделения может быть принята такой же, как и для классификатора с непогруженной спиралью:

при грубом сливе ($\beta_{74} \leqslant 65\%$)

$$K'_{\beta} = 1{,}41 + 0{,}023\,(65 - \beta_{74}), \qquad (298)$$

при тонком сливе ($\beta_{74} > 65\%$)

$$K''_{\beta} = 0{,}46 + 0{,}032\,(95 - \beta_{74}). \qquad (299)$$

Сопоставление значений производительности, вычисленных по формулам, с данными каталогов приведено в табл. 123.

Производительность по пескам принимается такой же, как и для реечных классификаторов тех же размеров.

Плотность слива механического классификатора и его крупность находятся по уравнениям [91]:

для реечного классификатора

$$T_{пр} = 50 - 0{,}4\beta_{74}, \qquad (300)$$

для спирального классификатора

$$T_{пр} = 48{,}3 - 0{,}35\beta_{74}, \qquad (301)$$

где $T_{пр}$ — приведенное содержание твердого, %;

β_{74} — содержание класса —0,074 *мм* в сливе, % (см. рис. 288).

Ориентировочное содержание мелких классов в сливе классификатора в зависимости от крупности разделения приводится в табл. 124 и на рис. 169 [91].

Выход слива определяется по формуле

$$\gamma = 100\,\frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta}, \ \%, \qquad (302)$$

где α, β и ϑ — содержание мелкого класса соответственно в исходном питании, сливе и песках, доли единицы или %.

Содержание твердого в пульпе T определяется из уравнения

$$T = \frac{p-1}{p} \cdot \frac{\delta}{\delta - 1} 100, \ \%, \qquad (303)$$

где p — плотность пульпы, $т/м^3$;

δ — плотность твердого, $т/м^3$.

Эффективность процесса разделения по номинальной крупности можно определить по формуле [91]

$$E = \frac{10\,000}{\alpha}\,\frac{(\beta - \alpha)(\alpha - \vartheta)}{(100 - \alpha)(\beta - \vartheta)}, \ \%, \qquad (304)$$

где α, β и ϑ — содержание соответственно в исходном продукте, сливе и песках классов, больших номинальной крупности разделения.

Таблица 124

Ориентировочное содержание мелких классов при различной крупности разделения (номинальная крупность слива)

Крупность разделения $d_н$, *мм*	Содержание класса, %		Крупность разделения $d_н$, *мм*	Содержание класса, %	
	—0,074 *мм*	—0,044 *мм*		—0,074 *мм*	—0,044 *мм*
1,168	17,5	11,0	0,208	65,3	45,5
0,833	23,5	15,0	0,147	78,0	59,2
0,589	31,3	20,0	0,104	88,4	72,0
0,417	41,2	27,0	0,088	02,0	77,6
0,295	52,9	36,0	0,074	95,0	83,2

В среднем эффективность классификации в реечных и спиральных классификаторах находится в пределах 35—65%.

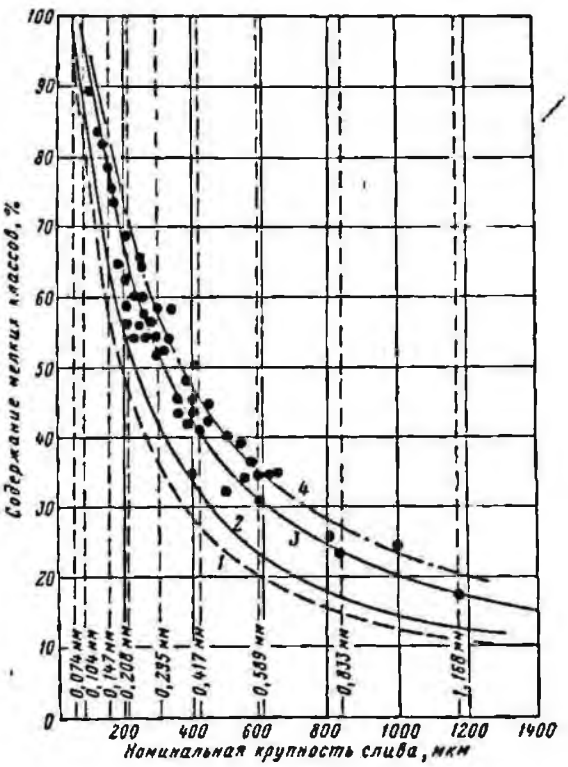


Рис. 169. Зависимость содержания мелких классов от расчетной крупности разделения (номинальной крупности слива) (по В. А. Олевскому); 1—4 — содержание класса соответственно —0,088; —0,074; —0,053 и —0,044 *мм*

§ 66. Эксплуатация механических классификаторов

В измельчительных отделениях обогатительных фабрик наибольшее распространение получили спиральные классификаторы. Испытаниями установлено, что эффективность классификации в реечных и спиральных классификаторах практически одинакова, но спиральные классификаторы имеют ряд технологических и механических преимуществ. Перемешивающее действие спиралей имеет более спокойный характер, благодаря чему завихрение пульпы значительно меньше, чем в реечном классификаторе. Непрерывность действия спирали позволяет применять больший угол наклона корыта. Для реечного классификатора максимально допустимый угол наклона составляет 16°, а для спирального — до 18°, что упрощает самотечное сопряжение мельниц со спиральными классификаторами. Механизм спиральных классификаторов проще и надежнее в работе. Для обеспечения нормальной работы питание классификаторов распределяется по возможности равномерно по всей его ширине. С этой целью в распределительном желобе реечных классификаторов устанавливаются направляющие лопатки ромбоидальной формы, а реечные классификаторы больших размеров (шириной более 2400 *мм*) снабжаются улитковым питателем с вращающейся распределительной трубой, имеющей отверстия в местах разгрузки.

Максимальная крупность питания реечных и спиральных классификаторов легких конструкций составляет 6 *мм*, а тяжелых — до 12 *мм*.

Наличие в питании классификатора значительного количества первичных глинистых шламов увеличивает вязкость пульпы, отчего скорость осаждения частиц уменьшается и в слив поступает материал крупнее расчетной крупности разделения. Вязкость пульпы, вызванную наличием шламов, можно уменьшить реагентами-пептизаторами, которые добавляют в цикл измельчения.

Флотационные реагенты оказывают различное влияние на процесс классификации в зависимости от того, способствуют они коагуляции или, наоборот, диспергации частиц в пульпе. Для более эффективной классификации желательно, чтобы минеральные частицы были диспергированы. Поэтому, если для технологического процесса обогащения вводят диспергирующие реагенты (например, жидкое стекло), то целесообразно их загружать в цикл измельчения. Необходимо также учитывать, что pH жидкой фазы пульпы влияет на дисперсность частиц. При pH ниже нейтральных значений тонкие частицы коагулируют.

С повышением температуры пульпы уменьшается вязкость ее, что позволяет при повышенной температуре работать на более плотной пульпе.

Остановка спирального классификатора производится без освобождения корыта, при этом спирали поднимают, а при пуске — постепенно опускают. Перед длительной остановкой корыто классификатора освобождают от материала.

Степень разжижения пульпы является определяющим фактором для получения слива необходимой крупности. Для поддержания нужной плотности пульпы (при фиксированном количестве и качестве питания) подача воды поддерживается постоянной.

При разжижении пульпы скорость осаждения крупных частиц увеличивается, следовательно, уменьшается возможность попадания их в слив; наоборот, в весьма плотных пульпах осаждение крупных частиц происходит медленнее и слив получается более грубым. Это возможно при условии, что классификатор не перегружен. В противном случае значительное разжижение пульпы может настолько увеличить скорость восходящего потока, что скорость осаждения граничных зерен будет недостаточной, и слив начнет загрубляться.

В классификаторы, работающие в измельчительных отделениях, часто поступает значительное количество древесной щепы. Удаление ее производится различными способами. Иногда желоб, распределяющий пульпу по ширине реечного классификатора, перекрывают перфорированным листом или сеткой, на которой щепа задерживается. На некоторых установках сетка для улавливания щепы уста-

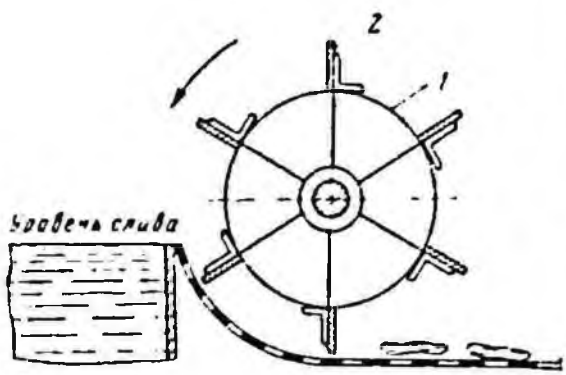


Рис. 170. Схема механического скребка для удаления щепы:
1 — каркас; *2* — скребки

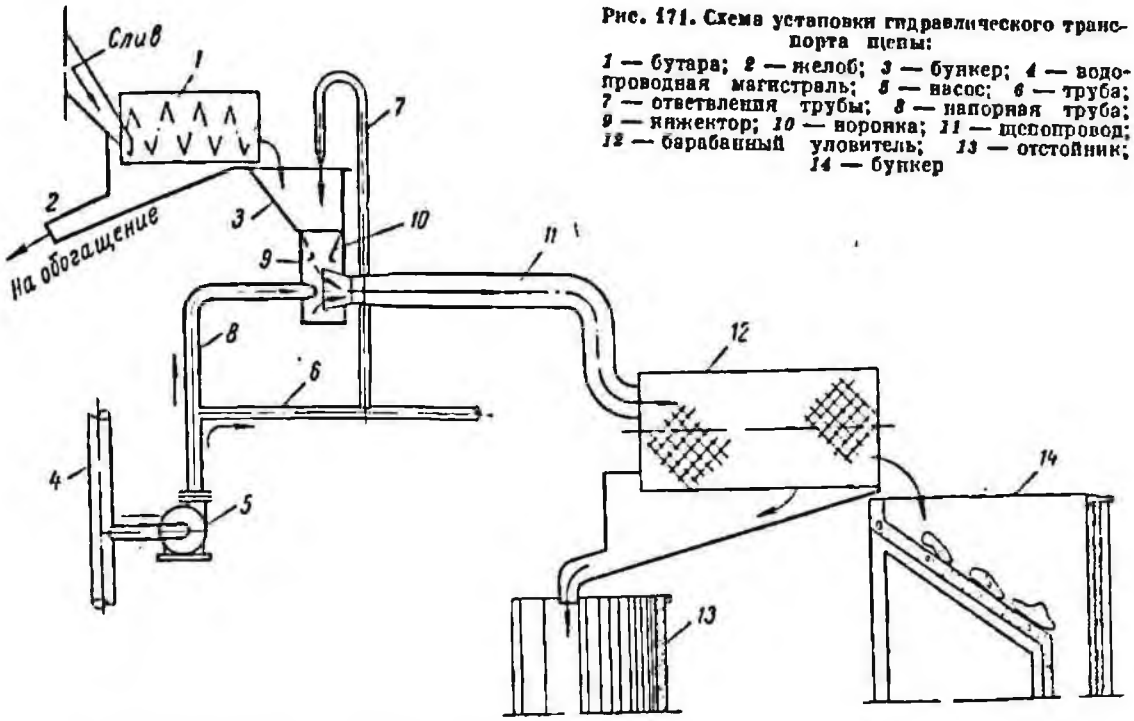


Рис. 171. Схема установки гидравлического транспорта щепы:
1 — бутара; *2* — желоб; *3* — бункер; *4* — водопроводная магистраль; *5* — насос; *6* — труба; *7* — ответвления трубы; *8* — напорная труба; *9* — инжектор; *10* — воронка; *11* — щепопровод; *12* — барабанный уловитель; *13* — отстойник; *14* — бункер

навливается в желобе ниже сливного порога классификатора. При малом количестве щепы очистка сетки производится вручную, а при большом — применяется механическая очистка. На рис. 170 показано простейшее устройство для удаления щепы с решета. На медленно вращающемся (n = 10 *об/мин*) цилиндрическом каркасе укреплены изготовленные из резины скребки, которыми щепа сбрасывается в вагонетку [109].

На некоторых фабриках применяются небольшие барабанные грохоты (бутары) с внутренней спиралью. Они устанавливаются на сливе классификатора.

Схема установки гидравлического транспорта щепы показана на рис. 171 [109].

Показатели работы и результаты ситовых анализов продуктов классификации реечных классификаторов приведены в табл. 125 и 126 [46], чашевых классификаторов [46] — в табл. 127 и 128, спиральных классификаторов (в замкнутом цикле с мельницами) — в табл. 129—132.

§ 67. Автоматические конусы

Простейшими аппаратами для гидравлической классификации являются автоматические конусы — песковые (рис. 172) и шламовые (рис. 173).

Песковые конусы применяются при крупности разделения материала более 0,15 *мм*, а шламовые — при крупности разделения менее 0,15 *мм*.

Песковый конус состоит из корпуса с приваренным к нему с внешней стороны кольцевым сливным желобом. Пульпа поступает в конус через центральную трубу.

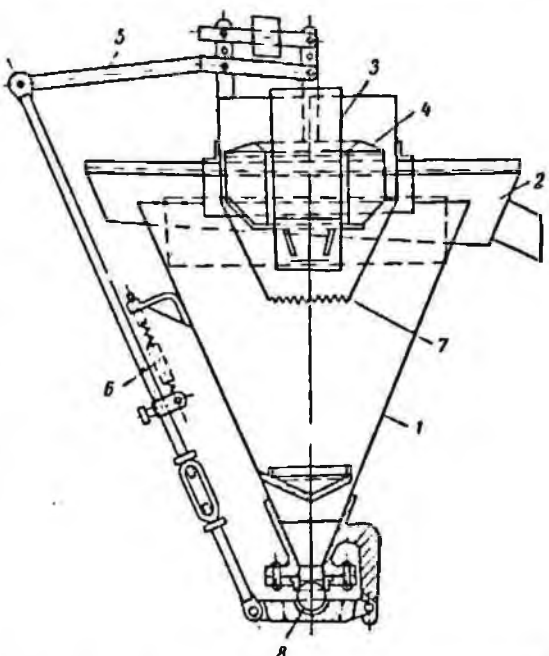
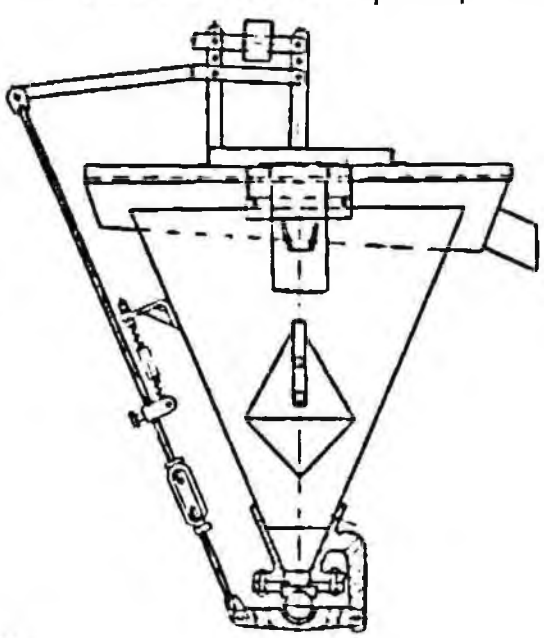


Рис. 172. Конусный классификатор песковый:
1 — корпус; *2* — сливной желоб; *3* — центральная труба; *4* — поплавок; *5* — рычаг; *6* — пружина; *7* — камера; *8* — шариковый клапан

Таблица 125

Показатели работы реечных классификаторов

Параметры	Фабрики							
	Балкашинская	Красноуральская	Лениногорская	Кировградская	Ачисайская	Мазурская	Среднеуральская	Карабашская
Размеры корыта, *мм*:								
ширина	5500	2400	1800	2400	1800	1800	4900	2400
длина	8300	8200	6600	8300	6500	5400	8500	8200
Число граблей	4	2	2	2	2	2	4	2
Число ходов граблей в 1 *мин*	28	22	32	25	24	28	15	21
Угол наклона, *град*	12	12	15	16	14	15	15	12
Питание								
Плотность руды, *т/м*³	2,65	4,0	2,85	2,0	—	3,0	4,0	4,2
Содержание, %:								
твердого	70—80	74	75—78	70—75	69—75	68—70	70—74	70—76
класса —0,071 *мм*	25	39,0	22,2	38,7	31,3	21,9	29,0	28,7
Слив								
Содержание, %:								
твердого	28—32	30—32	29—33	29—34	28—34	29—32	27—32	29—33
класса —0,071 *мм*	46,1	79,3	41	76,6	61,4	43,9	52,7	56,1
Пески								
Содержание, %:								
твердого	75	86	82	85	77	83	83	82
класса —0,071 *мм*	7,8	16,4	10	14,5	19,1	4,6	11,8	13,9
Циркулирующая нагрузка, %	120	178	155	167	247	300	140	180
Эффективность классификации по классу —0,071 *мм*, %	50	59	43	63	40	56	48	46
Удельная производительность по сливу на 1 *м* длины порога, *т/сутки*	253	—	176	208	139	233	201	284
№ ситового анализа в табл. 126	1	2	3	4	5	6	7	8



Автоматический разгрузочный механизм пескового конуса состоит из поплавка, соединенного с рычагом и контрольной пружиной. Когда уровень песков в конусе повысится до кромки камеры, поплавок начнет подниматься и через рычажную систему откроет шариковый клапан, который будет оставаться открытым до тех пор, пока уровень песков не опустится ниже кромки камеры [157].

Шламовый конус отличается от пескового в основном формой и положением поплавка (рис. 173).

Конусные классификаторы работают без дополнительной подачи воды. Они применяются главным образом для отделения песков от шламов и для обезвоживания материала.

Рис. 173. Конусный классификатор шламовый

Таблица 126

Результаты ситовых анализов (суммарные остатки на ситах), %

Номер ситового анализа по табл. 125	Продукты*	Крупность, мм							
		3	1,25	0,3	0,21	0,15	0,10	0,074	−0,074
1	И	0,2	2,2	11,2	28,4	46,1	70,4	75,0	25,0
	С	—	—	0,5	10,3	20,4	47,8	53,9	46,1
	П	2,1	14,6	27,4	46,6	61,3	80,3	92,2	7,8
2	И	1,0	2,5	8,5	22,5	32,9	44,3	61,0	39,0
	С	—	0,2	0,5	1,0	3,6	12,5	20,7	79,3
	П	4,1	9,1	17,3	24,5	42,3	70,0	83,6	16,4
3	И	12,2	29,2	49,3	56,1	69,6	75,1	77,8	22,2
	С	—	5,8	25,0	35,4	49,5	52,3	59,0	41,0
	П	20,5	44,3	69,6	76,9	85,4	88,9	90,0	10,0
4	И	—	—	7,9	22,7	35,5	53,1	61,3	38,7
	С	—	—	0,1	3,0	7,8	16,3	23,4	76,6
	П	—	—	14,3	40,7	57,8	78,0	85,5	14,5
5	И	0,8	2,4	10,0	30,4	40,6	60,0	68,7	31,3
	С	—	—	0,7	4,5	8,4	31,3	38,6	61,4
	П	2,4	6,8	14,4	33,6	46,1	66,2	80,9	19,1
6	И	0,2	15,0	46,1	59,2	59,6	63,5	78,1	21,9
	С	—	—	2,9	10,1	20,8	47,0	56,1	43,9
	П	1,9	20,1	62,9	73,8	82,9	23,4	95,4	4,6
7	И	0,2	1,6	7,4	23,8	56,8	60,1	71,0	29,0
	С	—	—	0,3	10,4	40,2	44,0	47,3	52,7
	П	2,4	4,6	14,7	56,0	75,8	85,8	88,2	11,8
8	И	0,1	8,9	20,0	21,0	29,3	58,5	71,3	28,7
	С	—	—	2,1	8,6	15,4	31,7	43,9	56,1
	П	1,8	20,1	29,9	34,8	46,8	74,8	86,1	13,9

* И — исходное питание, С — слив, П — пески.

Таблица 127

Показатели работы чашевых классификаторов [46]

Параметры	Фабрики				
	Среднеуральская	Салаирская	Лениногорская	Кировградская	Фабрика Артемовского рудника
Диаметр чаши, *мм* . .	6100	4500	4500	3650	4900
Размеры корыта, *мм*:					
ширина	3650	2440	2440	1830	1400
длина	9150	6100	8800	6100	7200
Угол наклона корыта, *град*	9—11	10—12	9	12	10—12
Число ходов граблей в 1 *мин*	16	18—20	19—23	25	18
Скорость вращения гребков чаши в 1 *мин* . .	2,5	4,5	3,5	4,0	2,5

Продолжение табл. 127

Параметры	Фабрики				
	Средне-уральская	Салаирская	Ленино-горская	Киров-градская	Фабрика Артемовского рудника
Питание					
Плотность руды, *т/м³*	4,2	3,6	3	2,9	2,6
Содержание, %:					
твердого	50—65	—	—	—	—
класса —0,074 *мм*	34,8	30,1	26,2	41,8	59,3
Слив					
Содержание, %:					
твердого	28—30	43	22,4	—	—
класса —0,074 *мм*	81,6	66,2	70,2	83,3	82,0
Пески					
Содержание, %:					
твердого	70	80	77,4	—	—
класса —0,074 *мм*	20,5	15,7	8,2	18,0	11,0
Эффективность классификации по классу —0,074 *мм*, %	49	48	65	66	65
Удельная производительность, *т/сутки*:					
по сливу на 1 *м²* площади чаши	15,5	31,6	20	39,5	6,7
по пескам на 1 *м* ширины корыта	333	205	318	420	38
№ ситового анализа в табл. 128	1	2	3	4	5

Таблица 128

Результаты ситовых анализов (суммарные остатки на ситах), %

Номер ситового анализа по табл. 127	Продукты*	Крупность, *мм*									
		1,17	0,83	0,59	0,42	0,3	0,21	0,15	0,10	0,074	—0,074
1	И	—	—	—	0,2	2,6	8,9	45,6	60,1	65,2	34,8
	С	—	—	—	—	—	0,8	1,4	3,6	18,4	81,6
	П	—	—	—	1,9	2,8	8,6	56,8	60,9	79,5	20,5
2	И	—	—	1,2	4,6	9,6	14,0	31,2	62,3	69,9	30,1
	С	—	—	—	—	0,9	4,1	6,9	17,1	33,8	66,2
	П	—	—	4,9	7,9	12,2	24,9	40,9	69,1	84,3	15,7
3	И	—	—	1,7	6,4	18,9	41,2	56,1	68,4	73,8	26,2
	С	—	—	—	—	—	—	8,6	21,2	29,8	70,2
	П	—	—	3,8	10,4	24,5	51,7	75,5	86,8	91,8	8,2
4	И	—	—	—	1,1	2,3	14,6	28,4	48,1	58,2	41,8
	С	—	—	—	—	0,2	1,0	3,6	10,2	16,7	83,3
	П	—	0,1	1,0	3,2	6,1	25,9	44,2	69,8	82,0	18,0
5	И	1,0	1,5	2,1	5,5	12,0	18,0	28,3	35,4	40,7	59,3
	С	—	—	—	0,1	0,5	3,0	7,0	12,0	18,0	82,0
	П	2,8	4,7	6,6	19,9	36,5	49,5	73,5	85,0	89,0	11,0

* И — исходное питание, С — слив, П — пески.

Показатели работы спиральных классификаторов с непогруженной спиралью

Таблица 129

Параметры	Фабрики медно-цинковые и медные							
	Средне-уральская, I стадия	Красноуральская		Кировградская		Сибайская		Джезказганская, I стадия
		II стадия	доизмельчение	II стадия	доизмельчение	I стадия	II стадия	
Число спиралей	2	2	2	2	2	2	2	2
Диаметр, *мм*	1500	1500	1500	2000	2000	2400	2400	2400
Скорость вращения, *об/мин*	3,6	4	3	4	4	2,5	1,75	3,6
Угол наклона, *град*	18	15	15	18	18	18	17	17
Установочная мощность, *квт*	27	7,5	7,5	16	16	20	20	20
Питание								
Плотность руды, *т/м³*	4,2	3,2	—	2,9	—	4,1	4,1	2,65
Содержание, %:								
твердого	77—82	65	70—75	38—40	38—40	—	—	75—80
класса —0,074 *мм*	30—37	27	58	33,1	—	30—35	60	19—20
Слив								
Содержание, %:								
твердого	48—55	32—36	28—32	38—40	29—30	45—48	40—45	62—65
класса —0,074 *мм*	48—52	60,5	90—95	61,4	—	52—58	71	30—34
Пески								
Содержание, %:								
твердого	86—88	85	—	82	79	82—86	78—82	82—87
класса —0,074 *мм*	11—15	11,0	10	22	—	8—12	22	7—8
Циркулирующая нагрузка, %	40—120	200	250—300	400	300—550	100—200	200	100—110
Эффективность классификации по классу —0,074 *мм*, %	35	54,5	53,0	37—39	—	49	37	39
Удельная производительность по сливу на 1 *м* порога, *т/сутки*	380	280	—	200	—	400	—	336

Таблица 130

Показатели работы спиральных классификаторов с непогруженной спиралью

Параметры	Фабрики медно-никелевые и медно-молибденовые			
	Норильская I стадия	Печенга-никель II стадия	Сорская	
			I стадия	доизмельчение
Число спиралей	2	2	2	1
Диаметр, *мм*	2400	2400	2400	1000
Скорость вращения, *об/мин*	4—6	3	3,8—4	—
Угол наклона, *град*	16	17	15—16	12
Установочная мощность, *квт*	30	14	20	3,2
Питание				
Плотность руды, *т/м³*	3,0	2,9—3,0	2,7	2,9
Содержание, %:				
твердого	65	58	—	30—32
класса —0,074 *мм*	23—28	30—32	17	82
Слив				
Содержание, %:				
твердого	40—42	26—30	34—36	8—10
класса —0,074 *мм*	45—48	75	55—58	94—96

Продолжение табл. 130

Параметры	Фабрики медно-никелевые и медно-молибденовые			
	Норильская I стадия	Печенга-никель II стадия	Сорская	
			I стадия	доизмельчение
Пески				
Содержание, %:				
твердого	80	78	80—82	65—70
класса —0,074 мм	5—8	13	5,4	28—34
Циркулирующая нагрузка, %	100—150	410	300	—
Эффективность классификации по классу —0,074 мм, %	48	50,7	60	62
Удельная нагрузка по сливу на 1 м порога, *т/сутки*	50	—	260	—

Таблица 131

Результаты ситовых анализов продуктов классификации на некоторых обогатительных фабриках (суммарные остатки на ситах), %

Фабрика, стадия классификации	Продукты[1]	Крупность, мм									
		20	10	3	1,25	0,30	0,21	0,15	0,10	0,074	—0,074
Печенга-никель, II стадия	И	—	—	—	6,5	23,1	30,8	41,5	50,4	68,4	31,6
	С	—	—	—	—	—	0,6	5,5	14,5	24,2	75,8
	П	—	—	—	12,6	32,0	48,7	70,2	81,0	86,7	13,3
Тырныаузская I стадия	И	—	—	—	15,4	34,8	42,1	56,2	69,4	81,9	18,1
	С	—	—	—	—	3,5	13,8	30,1	38,8	43,0	57,0
	П	—	—	—	28,9	46,1	62,7	75,3	81,6	89,2	10,8
Каджаранская I стадия	И	—	1,6	8,7	16,2	45,4	55,8	61,9	68,0	73,3	26,7
	С	—	—	—	—	19,1	33,1	41,9	50,4	55,7	44,3
	П	—	12,8	33,6	51,7	80,4	86,7	87,1	90,4	94,8	5,2
Алтын-Топканская, I стадия	И	—	7,1	15,1	28,3	43,9	50,4	57,3	64,1	70,6	29,4
	С	—	—	6,0	26,1	33,9	39,4	46,8	55,1	60,8	39,2
	П	4,0	39,9	70,3	84,4	90,7	91,9	92,5	93,7	94,9	5,1

[1] И—исходный, С—слив, П—пески.

Продолжение табл. 131

Фабрика, стадия классификации	Продукты[1]	Крупность, мм									
		20	10	3	1,25	0,30	0,21	0,15	0,10	0,074	—0,074
Алтын-Топкаская, II стадия	И	—	—	0,7	5,4	10,6	19,0	29,5	35,6	68,5	31,5
	С	—	—	—	3,8	12,1	21,0	27,1	33,1	39,1	60,9
	П	—	—	4,2	19,6	49,6	64,5	73,2	83,4	92,8	7,2
Лениногорская № 3, I стадия	И	—	—	3,6	6,9	26,4	44,1	54,1	65,8	74,6	25,4
	С	—	—	—	0,8	12,1	22,0	27,6	34,9	44,8	55,2
	П	—	—	13,9	41,8	61,2	75,6	80,7	86,4	90,9	9,1
Лениногорская № 3, доизмельчение	И	—	—	—	—	0,4	4,1	22,3	30,6	35,1	64,9
	С	—	—	—	—	0,1	2,0	6,0	7,1	8,0	92,0
	П	—	—	—	—	1,2	5,6	56,2	60,0	65,4	34,6
Зыряновская, I стадия	И	0,4	2,4	10,3	33,6	46,9	68,5	71,7	72,8	76,6	23,4
	С	—	—	—	1,8	9,0	34,3	40,9	46,9	50,3	49,7
	П	1,0	7,9	28,7	38,7	69,9	77,1	80,3	83,6	91,2	8,8
Белоусовская, I стадия	И	—	—	3,0	8,7	39,5	52,5	53,3	59,4	76,8	23,2
	С	—	—	—	—	1,7	4,0	6,6	13,8	28,3	71,7
	П	—	—	24,6	43,8	80,5	82,9	85,4	87,1	89,7	10,3
Березовская, I стадия	И	—	1,7	4,8	20,1	45,2	51,6	59,8	63,9	77,8	22,2
	С	—	—	—	1,1	16,6	23,5	31,7	38,9	46,0	54,0
	П	—	2,7	8,6	49,3	74,4	80,1	83,3	86,0	89,0	11,0
Березовская, II стадия	И	—	—	1,2	3,8	16,6	25,8	36,1	49,0	63,0	37,0
	С	—	—	—	—	5,2	8,8	14,1	20,1	23,4	76,6
	П	—	—	3,4	39,2	51,6	62,1	70,8	76,9	82,4	17,6
Миргалимсайская, I стадия	И	—	—	7,1	12,2	40,4	70,6	76,0	80,0	81,7	18,3
	С	—	—	—	0,5	18,9	25,6	34,6	40,5	51,8	48,2
	П	—	—	9,1	16,0	51,9	84,1	87,6	90,0	94,4	5,6

[1] И — исходный, С — слив, П — пески.

Показатели работы спиральных класси

Параметры	Фабрики							
	Алтын-Топканская		Кличкинская	Кадаинская	Мизурская		Антюзская	
	I стадия	II стадия	I стадия	I стадия	I стадия	II секция I стадия	I секция I стадия	доизмельчение
Число спиралей	2	2	1	1	1	2	1	1
Диаметр, *мм*	2400	2400	1200	1200	1500	2000	1200	1000
Скорость вращения, *об/мин*	3	2—3	—	—	7	2,5	3	3
Угол наклона, *град*	18	17	12	12	8—12	10	14—16	14
Установочная мощность, *квт*	22	22	4,5	4,5	—	7	4,5	4,5
Питание								
Плотность руды, *т/м³*	2,85	—	3,0	3,0	2,7	2,8	—	—
Содержание, %:								
твердого	71	39	—	75—78	75—76	—	—	—
класса —0,074 *мм*	29	31,5	19	—	—	17,5	21,8	40,5
Слив								
Содержание, %:								
твердого	40	30	—	—	38—42	52	52	28—31
класса —0,074 *мм*	39	60,9	60	70	50—55	40,2	38—40	60,2
Пески								
Содержание, %:								
твердого	89	81	—	—	80—85	—	—	—
класса —0,074 *мм*	5	7,2	5	—	10—15	8,4	12,0	9,0
Циркулирующая нагрузка, %	40	120	200	300	300—350	250	—	
Эффективность классификации по классу —0,074 *мм*, %	35	61	—	—	40	45	37	55
Удельная производительность по сливу на 1 *м* порога, *т/сутки*	300	360	115	130	170—200	—	—	—

фикаторов с непогруженной спиралью

Таблица 132

полиметаллические

Лениногорская № 3		Зыряновская	Белоусовская		Берсаовская		Миргалимсайская	
I стадия	доизмельчение	I стадия	I стадия	доизмельчение	I стадия	II стадия	I стадия	II стадия
1	2	2	2	2	2	2	1	2
2400	1500	2400	1500	1500	—	1500	2400	2000
3,7	—	4,5	—	—	—	—	4,5	3
17	15—17	16—18	—	—	—	—	—	—
10	—	14	14	14	16	14	16	14
2,85	3,0	2,7	3,2	3,4	3,2	3,4	3,0	3,15
72—75	50—60	75—78	68,5	68	70	60	50—60	38
25	65	23,4	23,2	—	22,2	37	18,3	47
36—40	26—32	—	54	—	—	—	58—60	26—28
50—56	92—93	49,7	71,7	81	54	76,6	48,2	78,82
80—82	80	75—78	90	70	—	—	—	75—76
8—10	30—35	8,8	10,3	—	11	17,6	5,6	9—12
300	89	180	200	240	290	200	240	200—300
51,5	56	52	50	—	48	57	59	55—60
—	—	—	225	90	305	250	—	—

Таблица 133

Основные параметры конусных классификаторов

Параметры	Тип классификатора				
	ККП-1	ККП-1,5	ККП-1,8	ККП-2,4	ККШ-2,4
Основные размеры, *мм*:					
длина	1480	2005	2708	3350	3210
ширина	1270	1880	2324	3000	2830
высота	1582	2065	2880	3326	2900
Диаметр сливного порога, *мм*	1000	1500	1800	2400	2400
Площадь кольцевого пространства, $м^2$	0,6	1,45	2,0	2,85	4,52
Наибольшая крупность частиц в питании, *мм*	1,6	1,6	1,6	1,6	0,29
Производительность, *т/ч*	1,6—4,0	3,6—9,0	5—12,5	9—22	4,45—11,0
Масса, *кг*	190	230	950	1570	800
Завод-изготовитель . .	Завод «Труд»				

Производительность конусных классификаторов по питанию определяется по формуле [157]

$$Q = \frac{1{,}76\upsilon D^2}{R - \gamma N + \frac{1-\gamma}{\delta}},\ т/ч, \quad (305)$$

где υ — скорость осаждения граничного зерна, *мм/сек*;

D — диаметр конуса, *м*;

R и N — разжижение (Ж : Т) соответственно в питании и в песках (по весу);

γ — содержание твердого в песках, доли единицы;

δ — плотность руды, $т/м^3$.

Основные параметры конусных классификаторов приведены в табл. 133.

Производительность конуса может изменяться в широких пределах в зависимости от режима работы и расчетной крупности разделения (табл. 134 и 135).

Таблица 134

Результаты классификации железной руды в конусе диаметром 2400 *мм* (ЮГОК) [156]

Общая производительность, *т/ч*	Продукты	Содержание твердого, %	Выход, %				
			продукта	классы, *мм*			
				+0,6	−0,6+0,1	−0,1+0,074	−0,074
8,3	Питание	42,0	100,0	6,3	17,0	15,1	61,6
	Слив	25,0	23,0	—	0,9	7,3	91,8
	Пески	47,0	77,0	6,7	17,7	17,5	58,1
6,7	Питание	35,0	100,0	5,3	18,1	17,3	59,3
	Слив	22,0	24,4	—	5,5	13,0	81,5
	Пески	40	75,6	7,5	17,0	16,9	58,6
5,0	Питание	33,0	100,0	5,8	20,0	13,9	60,3
	Слив	21,0	26,8	—	1,1	6,6	92,3
	Пески	37,4	73,2	8,1	15,8	18,5	57,6

Таблица 135

Результаты классификации оловянной руды в конусе диаметром 1500 *мм* (бывшая Ярославская фабрика)

Общая производительность, *т/ч*	Продукты	Содержание твердого, %	Выход, %				
			продукта	классы, *мм*			
				+0,6	−0,6+0,1	−0,1+0,074	−0,074
5,3	Питание	20,0	100,0	0,2	2,9	15,3	81,6
	Слив	15,0	69,0	—	0,1	1,1	98,8
	Пески	31,0	31,0	0,7	2,3	17,0	79,3
4,4	Питание	21,8	100,0	0,4	2,6	16,8	80,2
	Слив	13,0	66,0	—	0,3	1,9	97,8
	Пески	39,0	34,0	1,0	2,4	19,2	77,4
4,0	Питание	18,0	100,0	0,2	2,1	14,7	83,0
	Слив	11,0	62,0	—	0,2	1,7	98,1
	Пески	29,5	38,0	0,8	2,2	20,1	76,9

§ 68. Гидравлические классификаторы

Гидравлические классификаторы имеют, как правило, непрерывную разгрузку песковой фракции. Изготовляются они одно- и многокамерные.

Струйный классификатор Гумбольдта (рис. 174) имеет форму опрокинутой пирамиды и перекрытой сверху деревянными колосниками треугольного сечения. В нижней части классификатора имеются патрубки для разгрузки нижнего продукта, для подачи свежей воды и для очистки аппарата. Сечение разгрузочного отверстия регулируется вставкой в патрубок (имеющий форму гусиного горла) деревянных пробок с отверстиями.

Пульпа, движущаяся над решеткой аппарата по желобу, подвергается действию восходящего потока воды. При этом частицы, преодолевшие сопротивление восходящего потока, проходят через решетку вниз в камеру и непрерывно разгружаются через патрубок.

Эти аппараты применяются для разделения материала по крупности не более 3 *мм*; при большей крупности разделения расход воды резко возрастает.

Классификаторы просты по конструкции и обеспечивают получение удовлетворительных результатов классификации [60].

Конструкция гидравлического классификатора с сифонной разгрузкой пескового продукта (рис. 175) разработана фирмой «Дорр Оливер» (США).

При классификации выделяются три продукта: пески и два слива различной крупности.

Питание в классификатор поступает сверху через центральную часть и опускается в зоны *А*, *Б* и *В*. При этом наиболее эффективно процесс классификации происходит в узкой цилиндрической части (зона *А*). Осаждающиеся крупные и тяжелые частицы проходят через расширяющуюся коническую часть (переходная

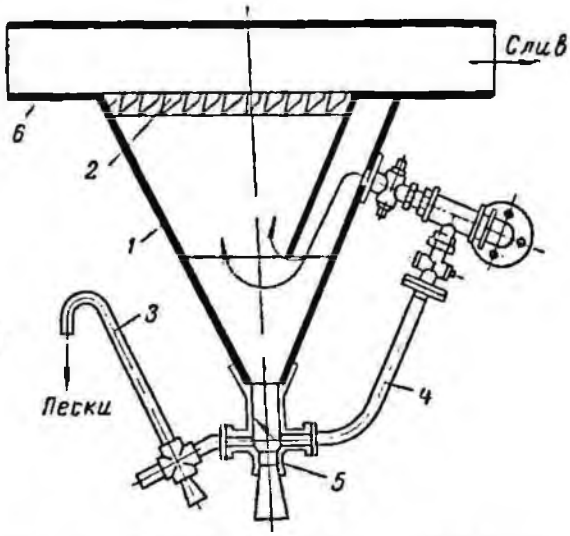


Рис. 174. Струйный классификатор Гумбольдта: *1* — сосуд; *2* — колосники; *3*, *4* и *5* — патрубки; *6* — желоб

зона *Б*) в нижнюю цилиндрическую (зона *В*).

Грубая фракция образует слой, который непрерывно промывается восходящим потоком воды. Добавочная вода подается снизу через перфорированное днище, благодаря чему пульпа в зоне *В* находится во взвешенном состоянии. Мелкие частицы материала выносятся кверху в зоны свободного падения *Г* и *Д*, где выделяются две фракции различной крупности.

После того, как слой крупной фракции достигает определенного уровня в зоне *В* сифон автоматически удаляет ее через сифонную трубу. Скорость выноса рассчитана таким образом, чтобы сохранить этот слой в динамическом равновесии.

При прекращении питания сифоны автоматически отключаются специальным устройством, но слой остается в равновесии, и установка начинает работать сразу же после возобновления питания.

Прямоточный классификатор (рис. 176) для гидравлической классификации конструкции ВНИИГС предназначен для разделения песка и гравия на две фракции (по граничному зерну крупностью 0,3—0,3 мм).

Пульпа поступает в классификатор снизу по питающей трубе и проходит в диффузор, имеющий на конце раструб конусообразной формы. Из диффузора пульпа подхватывается мощной струей воды, поступающей в зону разделения через окна из кольцевого коллектора, и уносится в цилиндрическую камеру. Процесс разделения происходит в зоне, расположенной между стенкой цилиндрической части и диффузором.

Крупная фракция (пески) удаляется через воронку и трубу, а мелкая — через сливную трубу.

Для получения нескольких продуктов классификации аппараты устанавливаются последовательно.

Прямоточные классификаторы просты по конструкции и надежны в эксплуатации, но требуют большого расхода воды. Применяются диффузоры трех типов: основной, *А* и *Б*.

Основные параметры классификаторов конструкции ВНИИГС приведены в табл. 136. Производительность и расход дополнительной воды указаны применительно к граничной крупности классификации —1,2 мм.

Классификатор конструкции НИИЖелезобетон (рис. 177)

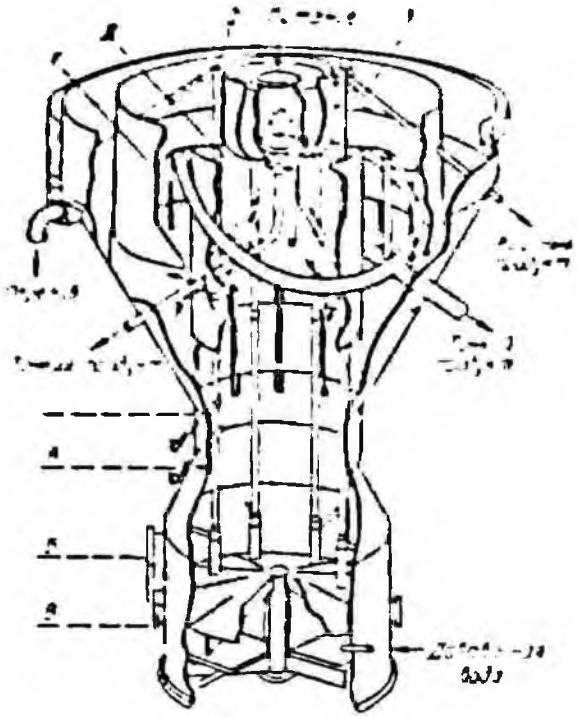


Рис. 175. Гидравлический классификатор с сифонной разгрузкой песков:
1 — сифонная труба; *2* — устройство для автоматического отключения сифона

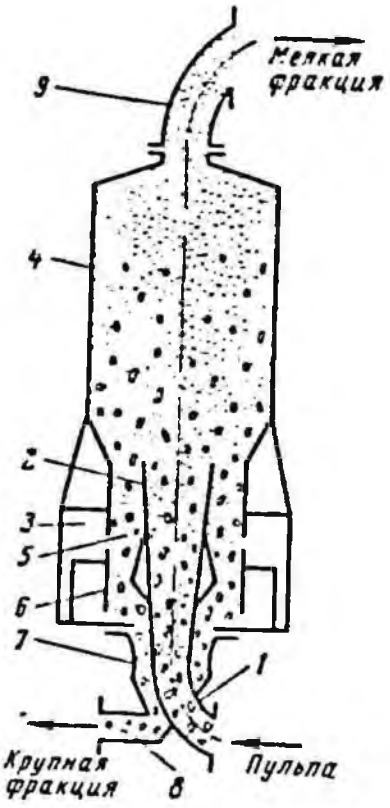


Рис. 176. Прямоточный классификатор конструкции ВНИИГС:
1 — питающая труба; *2* — диффузор; *3* — кольцевой коллектор; *4* — камера; *5* — зона разделения; *6* — стенка цилиндрической части; *7* — воронка; *8* и *9* — трубы для удаления соответственно крупной и мелкой фракций

Таблица 136

Основные параметры классификаторов конструкции ВНИИГС

Параметры	Тип диффузора	Тип (марка) классификатора				
		ГКД-2-100	ГКД-2-400	ГКД-2-800	ГКД-2-1200	ГКД-2-1600
Высота классификатора, *мм*	Основной, *А* и *Б*	3750	5500	6500	9500	11 500
Площадь сечения камеры классификации, $дм^2$	Основной *А* *Б*	17,5 12,1 9,0	33,2 21,7 16,5	46,0 31,6 23,6	105,0 69,5 51,9	137,0 91,0 69,0
Граничная крупность классификации, *мм*	Основной, *А* и *Б*	От 0,5 до 3	От 0,5 до 3	От 0,5 до 3	От 0,5 до 3	От 0,5 до 3
Максимально допустимый размер частиц в исходном питании, *мм*	Основной *А* *Б*	50 35 25	50 35 25	50 35 25	100 75 50	150 100 75
Максимальный выход крупного продукта, $м^3/ч$	Основной *А* *Б*	14 10 7	42 28 21	70 49 35	140 95 70	210 145 105
Необходимый напор пульпы и воды, *м вод. ст.*	Основной, *А* и *Б*	3	5	5	10	10
Расход дополнительной воды, $м^3/ч$	Основной *А* *Б*	170 120 85	390 260 190	700 425 295	1280 855 640	1790 1100 900
Производительность, $м^3/ч$	Основной, *А* и *Б*	100	400	800	1200	1600
Масса классификатора, *кг*	Основной, *А* и *Б*	1200	1500	2200	7435	9480

предназначен для разделения песка по граничному зерну крупностью от 0,3 до 1,2 *мм*. Питание подается в классификатор сверху, навстречу восходящему потоку воды. Точность и эффективность классификации практически определяются только производительностью. Основные параметры классификатора приведены в табл. 137.

В зарубежной практике для классификации строительных песков широко используется классификатор «Реакс» с восходящей струей (рис. 178).

Исходная пульпа подается в средневую часть аппарата, имеющего грушевидное расширение. Снизу с двух сторон в грушевидную полость тангенциально подается вода, создающая восходящий поток. Скорость его по мере сужения аппарата постепенно увеличивается. Частицы, конечная скорость падения которых превышает скорость восходящего потока в зоне ввода пульпы, оседают и разгружаются через отверстие внизу классификатора. Мелкие частицы выносятся вверх и разгружаются со сливом.

Таблица 137

Основные параметры классификатора конструкции НИИЖелезобетон

Параметры	Тип (марка) классификатора		
	КГ-50	КГ-100	КГ-200
Основные размеры, *м*:			
диаметр	1,8	2,4	3,6
высота с дозатором	6,5	7,8	9,4
высота без дозатора	5,5	7,2	8,1
Расход дополнительной воды, $м^3/ч$	100—300	200—300	300—400
Граничная крупность разделения, *мм*	0,3—3	0,3—3	0,3—3
Производительность, $м^3/ч$:			
по гидросмеси	300—600	600—1200	1200—2200
по твердому	25—100	50—250	100—400
Масса классификатора, *т*:			
с дозатором	2,5	4,4	5,6
без дозатора	2,2	3,9	5,0

Производительность аппарата по твердому составляет 50—60 $м^3/ч$. Недостатками классификатора являются большой расход воды (до 10 $м^3$ на 1 $м^3$ твердого) и большая высота аппарата (до 15 *м*).

Классификаторы, предназначенные для подготовки материала к гравитационному обогащению, изготовляются обычно многокамерными, материал в них разделяется в восходящем потоке воды на несколько продуктов (фракций).

В каждой камере устанавливается скорость восходящего потока воды, равная конечной скорости стесненного падения частиц расчетной крупности разделения.

Многокамерные классификаторы (рис. 179) изготовляются четырехкамерные

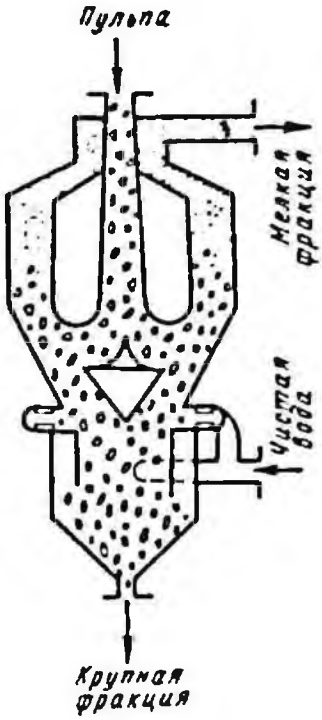


Рис. 177. Прямоточный классификатор конструкции НИИЖелезобетон

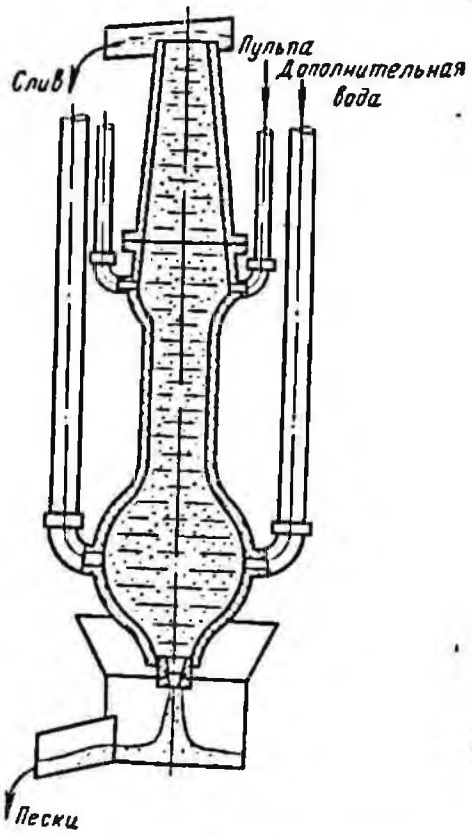


Рис. 178. Классификатор «Реакс»

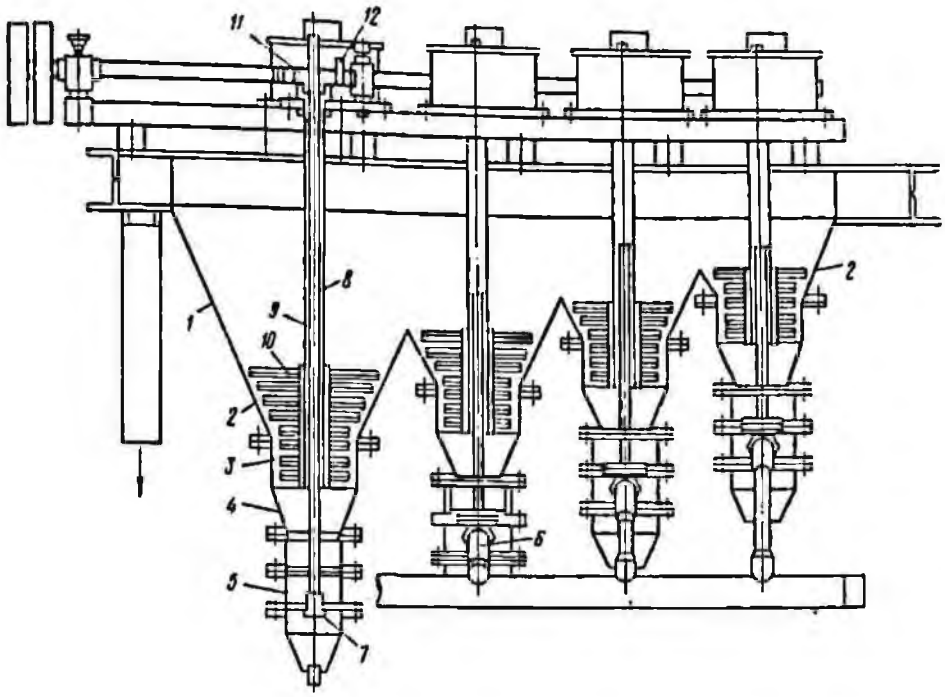


Рис. 179. Многокамерный гидравлический классификатор (завод «Труд»):
1 — чан; *2* — карман; *3* и *5* — камеры; *4* — конус; *6* — патрубок; *7* — клапан; *8* — шток; *9* — полый вал; *10* — мешалка; *11* — червячное колесо; *12* — кулачки

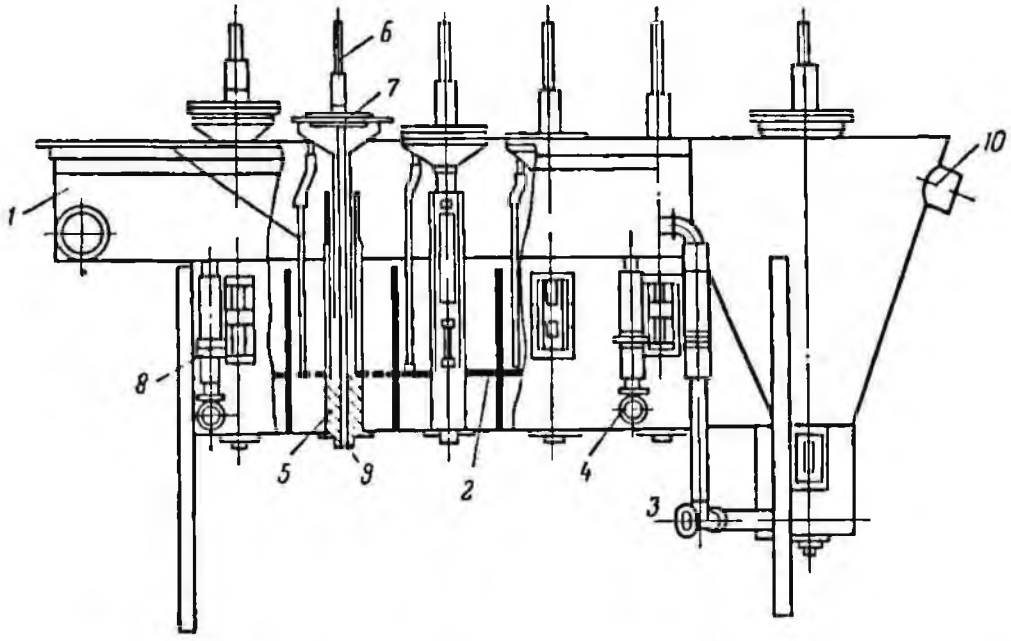


Рис. 180. Классификатор Фаренвольда:
1 — корыто; *2* — перфорированные листы; *3* — коллектор; *4* — патрубок; *5* — клапан; *6* — шток; *7* — резиновая мембрана; *8* — вертикальная трубка; *9* — разгрузочное отверстие; *10* — патрубок для удаления слива

Таблица 138

Результаты ситовых анализов продуктов классификации в камерном гидравлическом классификаторе КГ-4

Крупность, мм	Питание		Камеры								Слив	
			I		II		III		IV			
	Выход, %											
	частный	суммарный	частный	суммарный	частный	суммарный	частный	суммарный	частный	суммарный	частный	суммарный
Оловянная руда (Красноречинская фабрика)												
+1,0	1,5	1,5	10,0	10,0	2,0	2,0	0,3	0,3	—	—	—	—
−0,5	8,1	9,6	45,9	55,9	25,6	27,6	6,5	6,8	1,4	1,4	—	—
+0,2	13,3	22,9	28,3	84,2	38,8	66,4	29,1	35,9	21,0	22,4	4,3	4,3
+0,074	25,4	48,3	11,4	95,6	25,4	91,8	39,5	75,4	58,5	80,9	14,1	15,4
−0,074	51,7	100,0	4,4	100,0	8,2	100,0	24,6	100,0	19,1	100,0	81,6	100,0
Итого	100,0	—	100,0	—	100,0	—	100,0	—	100,0	—	100,0	—
Оловянная руда (б. Ярославская фабрика)												
+1,0	4,4	4,4	21,6	21,6	2,8	2,8	—	—	—	—	—	—
−0,5	27,9	32,3	39,1	60,7	37,5	40,3	12,4	12,4	2,5	2,5	—	—
+0,2	12,4	44,7	11,4	72,1	20,7	61,0	20,6	33,0	15,3	17,8	7,5	7,5
+0,074	10,6	55,3	12,3	84,4	20,4	81,4	36,8	69,8	25,8	43,6	12,4	19,9
−0,074	44,7	100,0	15,6	100,0	18,6	100,0	30,2	100,0	56,4	100,0	80,1	100,0
Итого	100,0	—	100,0	—	100,0	—	100,0	—	100,0	—	100,0	—
Оловянная руда (Шерловогорская фабрика)												
+1,0	14,8	14,8	37,4	37,4	8,1	8,1	—	—	—	—	—	—
+0,5	18,5	33,3	36,8	74,2	32,4	40,5	4,7	4,7	—	—	—	—
+0,2	12,5	45,8	11,8	86,0	28,9	69,4	27,9	32,6	8,2	8,2	1,2	1,2
+0,074	14,0	59,8	5,4	91,4	12,1	81,5	37,4	70,0	59,1	67,3	3,6	4,8
−0,074	40,2	100,0	8,6	100,0	18,5	100,0	30,0	100,0	32,7	100,0	95,2	100,0
Итого	100,0	—	100,0	—	100,0	—	100,0	—	100,0	—	100,0	—

(КГ-4), шестикамерные (КГ-6) и восьмикамерные (КГ-8).

Основные параметры четырехкамерного гидравлического классификатора модели О-80А (типа КГ-4)

Ширина камеры, *мм*:
- первой 620
- последней 1500

Общая длина всех камер, *мм* . . . 2925

Скорость вращения валов, *об/мин*:
- горизонтального 72
- вертикальных 1,2

Мощность электродвигателя, *квт* 1,7

Масса классификатора, *кг* 2020

Питание классификатора не должно быть крупнее 3—4 *мм*. Производительность классификатора по сливу определяется по формуле

$$Q = BLv, \ м^3/сек, \qquad (306)$$

Таблица 139

Результаты ситовых анализов продуктов классификации в классификаторе Стокса (суммарные остатки), %

Крупность, мм	Питание	Номера камер										Слив
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
+0,589	1,66	7,81	5,23	3,75	3,05	1,73	1,32	0,48	0,24	—	—	—
+0,417	12,21	35,74	32,16	25,90	24,05	16,76	13,07	5,60	2,44	0,03	—	0,14
+0,295	29,58	63,09	60,71	54,65	51,93	47,89	35,90	22,15	9,70	0,16	0,04	0,32
+0,208	47,35	77,99	77,96	73,35	71,60	67,89	58,48	45,29	23,64	0,91	0,11	0,54
+0,172	56,08	86,00	84,07	80,45	79,35	77,24	69,35	59,62	38,84	3,51	0,52	1,08
+0,147	63,48	89,80	88,00	85,19	84,25	83,25	77,72	70,72	53,18	10,29	1,62	1,18
+0,104	78,60	95,37	94,30	92,87	92,37	92,64	90,55	88,27	81,28	52,27	17,62	1,88
+0,074	87,68	97,68	97,10	96,10	96,25	96,64	95,90	95,11	88,54	61,55	36,97	2,62
−0,074	12,32	2,32	2,90	3,90	3,75	3,36	4,10	4,89	11,46	38,45	63,03	97,38

где B и L — соответственно ширина и длина корыта классификатора (камер в верхней части), *м*;

v — скорость осаждения граничного зерна, *м/сек*.

Результаты классификации продуктов в классификаторе КГ-4 приведены в табл. 138.

Классификатор Фаренвольда с автоматической разгрузкой (рис. 180). Корыто классификатора разделено поперечными перегородками на несколько камер, днища которых перекрыты перфорированными листами. Вода под постоянным напором поступает через коллектор к патрубкам, входящим в каждую камеру, под сетку.

Разгрузка нижнего продукта происходит автоматически. В центре каждой камеры имеется клапан, открывающийся при помощи штока, верхний конец которого связан с резиновой мембраной, помещенной над корытом. Пространство под мембраной сообщается вертикальной трубкой с частью камеры, находящейся под сеткой. При накоплении материала в классификационной камере плотность суспензии увеличивается и уровень воды в трубке повышается. Под давлением воды диафрагма поднимает шток с клапаном и открывает разгрузочное отверстие. Разгрузка песков продолжается до тех пор, пока не установится гидростатическое равновесие. Слив удаляется через патрубок.

На рис. 181 изображены характеристики крупности продуктов классификации фосфоритов, характеризующие работу десятикамерного классификатора Фаренвольда при производительности 25 *т/ч*. Расход воды колеблется от 0,6 до 8 $м^3/т$ [157].

Классификатор Стокса с автоматической разгрузкой [71] показан на рис. 182. В центре днища камеры имеется отверстие, перекрываемое шаровым резиновым клапаном, закрепленным на нижнем конце штока рычажного механизма. В средней части камеры установлена пьезометрическая трубка, передающая давление в диафрагмовую камеру. При увеличении плотности суспензии в камере соответственно увеличивается давление воды в трубке, которое передастся на упругую диафрагму. Диафрагма поднимаясь сжимает пружину и через шток замыкает выключатель, отчего приводится в действие электродвигатель, связанный с рычажным механизмом шарового клапана. Регулировка пружиной позволяет устанавливать необходимую плотность суспензии в камере.

В табл. 139 приведены результаты классификации обесшламленной кассеритовой руды в десятикамерном классификаторе Стокса при производительности 10 *т/ч* и расходе добавочной воды 2,2 $м^3/т$ [71].

Классификатор Шоу (рис. 183) также имеет автоматическую разгрузку нижнего продукта. Он состоит из пирами-

Рис. 181. Характеристика крупности продуктов классификатора Фаренвольда (цифры на кривых — номера фракций):

И — исходное питание; *С* — слив

дального чана, переходящего в нижней части в цилиндрические сосуды. Внутри чана проходит вертикальная труба, верхний конец которой присоединен к днищу поплавковой камеры. Вода поступает в трубу через крестовину из двух труб, подключенных к одной напорной магистрали. Поплавок закреплен винтом на штоке, на нижнем конце которого имеется клапан, перекрывающий разгрузочный патрубок.

Пульпа поступает в классификатор по желобу. Тонкий материал переливается через порог, а крупный — скапливается в камере до тех пор, пока плотность среды не станет больше отрегулированной поплавковым устройством. При большей

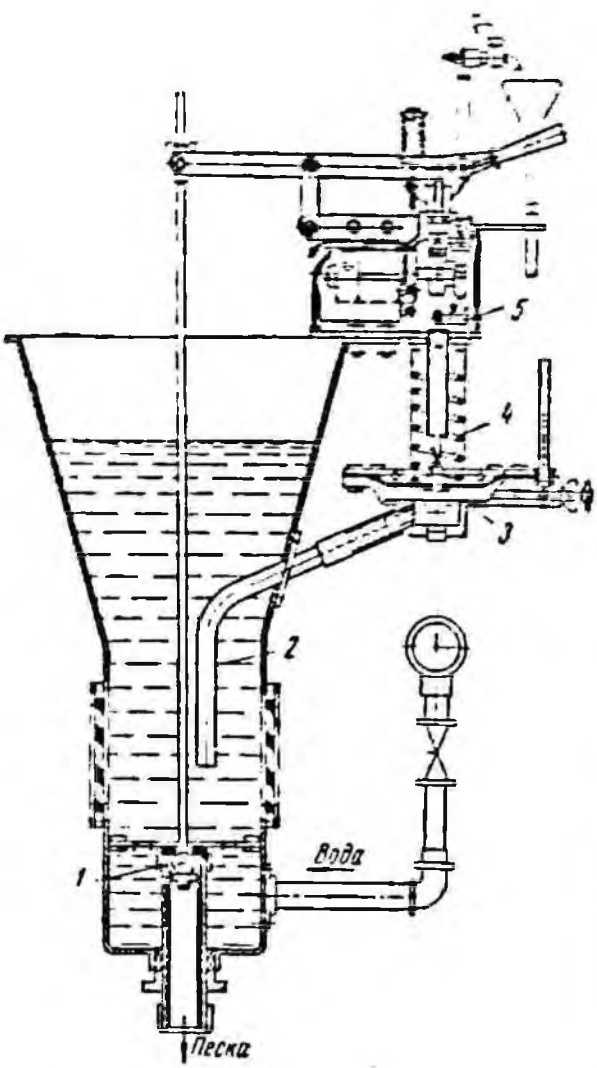


Рис. 182. Классификатор Стокса с автоматической разгрузкой:

1 — шаровой клапан; *2* — пьезометрическая трубка; *3* — диафрагмовая камера; *4* — пружина; *5* — выключатель

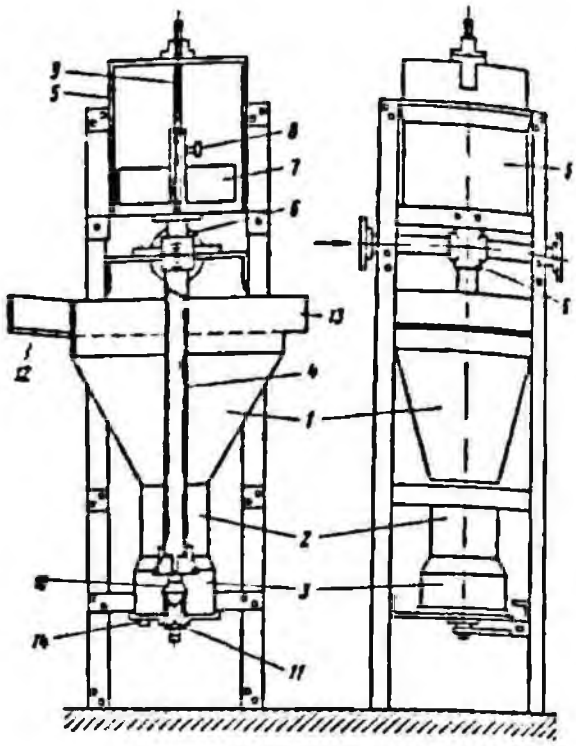


Рис. 183. Классификатор Шоу:

1 — чан, *2* и *3* — цилиндрические сосуды; *4* — вертикальная труба; *5* — поплавковая камера; *6* — крестовина; *7* — поплавок; *8* — винт; *9* — шток; *10* — клапан; *11* — разгрузочный патрубок; *12* — желоб; *13* — порог; *14* — пробка

плотности суспензии вода устремляется в поплавковую камеру по трубе и поплавок вместе со штоком поднимается, при этом клапан освобождает разгрузочное отверстие, и нижний продукт будет разгружаться до тех пор, пока не установится гидростатическое равновесие. Для очистки аппарата служит дренажное отверстие с пробкой [157].

§ 69. Воздушные сепараторы

Воздушная (пневматическая) классификация — процесс разделения сухих материалов на различные фракции. Крупность разделения — от 1,5 до 0,005 *мм*. Широко используется в циклах сухого измельчения при приготовлении пылевидного топлива, в процессе сухого измельчения, а также для удаления тонких и пылевидных частиц (обеспыливание). Обычно в воздушном классификаторе (сепараторе) материал разделяется только на два класса — крупный и мелкий (пыль). При необходимости получения нескольких продуктов применяется два или несколько аппаратов.

На рис. 184 изображен центробежный воздушный классификатор, предназна-

ченный для работы в замкнутом цикле с мельницами. Материал подается в классификатор воздухом снизу по трубе со скоростью 18—20 *м/сек*, что обеспечивает подъем частиц угля крупностью до 5 *мм*. При выходе из трубы в пространство между конусами скорость пылевоздушного потока снижается до 4—6 *м/сек*. Наиболее крупные частицы выпадают из потока и осаждаются на внутренней поверхности конуса, откуда самотеком поступают в мельницу («недомол»). Более мелкие частицы уносятся потоком воздуха в верхнюю часть конуса и при переходе через тангенциально установленные створки (лопатки) получают радиальное движение. Дальнейший процесс разделения происходит в поле центробежных сил. Промежуточный продукт присоединяется к крупному продукту, а готовый мелкий продукт выносится из сепаратора потоком воздуха.

На рис. 185 показан центробежный сепаратор, выпускаемый заводом Волгоцеммаш (г. Тольятти).

Подлежащий классификации материал подается по желобу на распределительный диск, откуда под действием центробежных сил сбрасывается в рабочее пространство. Сепарация происходит в потоке, создаваемом вентиляторным колесом. На пути потока установлена система вращающихся лопастей. Все вращающиеся детали посажены на один вал и имеют общий привод.

Грубый продукт осаждается во внутреннем конусе и удаляется по патрубку. Тонкий продукт проходит вместе с воздухом через вентиляторное колесо и попадает в межконусное пространство, где осаждается. Очищенный воздух через жалюзи возвращается в сепарационное пространство.

Для возможности регулирования аппарата на всасывающем тракте вентиляторного колеса смонтирована дроссельная задвижка, перемещение которой осуществляется во время работы аппарата штурвалами. Регулировка крупности разделения возможна также изменением числа лопастей.

Основные параметры сепаратора конструкции Волгоцеммаша

Диаметр, *мм*	5000
Скорость вращения вала, *об/мин* . .	180
Мощность электродвигателя, *квт*	75
Производительность по готовому продукту (цемент), *т/ч*	40

На рис. 186 показан сепаратор фирмы «Эшер-Висс», основные параметры которого приведены в табл. 140. Материал в сепаратор поступает по центральной трубе на вращающийся распределительный диск, с которого попадает в поток воздуха, создаваемый вентиляторным колесом. Крупные частицы, слетая с диска, достигают стенки внутреннего конуса, теряют скорость и выпадают из общего потока.

Воздушный поток вместе с увлеченными частичками материала подвергается действию системы лопастей, которые вращаются на одном валу с вентиляторным колесом и распределительным диском. Лопасти выбивают из потока оставшиеся крупные частицы, повышая эффективность разделения. Пройдя через систему лопастей и вентиляторное колесо, воздушный поток попадает в наружный конус, где происходит выпадение тонких фракций. Очищенный воздух через жалюзи возвращается во внутренний конус и цикл повторяется.

Регулировка осуществляется изменением числа лопаток и положением задвижек на всасывающем патрубке вентиляторного колеса.

Аналогично описанному работает сепаратор фирмы «Стюртеван т» (рис. 187).

Циркуляционный сепаратор-циклон фирмы «Ведаг» (рис. 188) отличается от обычных тем, что циркуляция воздуха осуществляется вен-

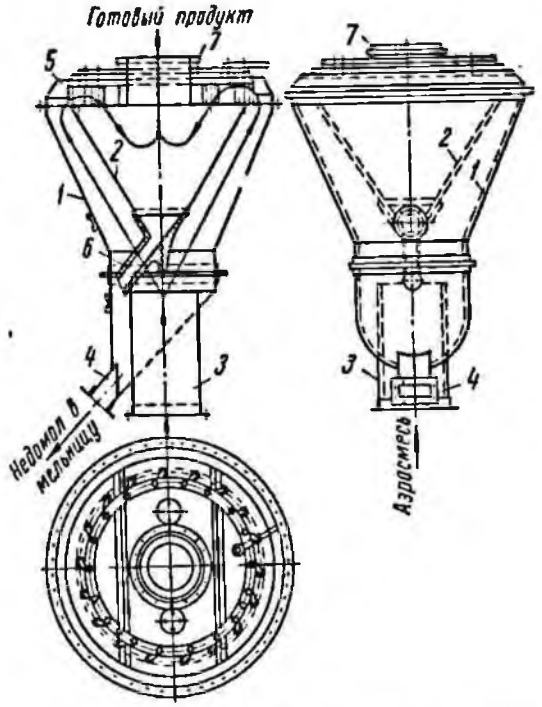


Рис. 184. Центробежный воздушный классификатор:

1 и *2* — соответственно внешний и внутренний конусы; *3* и *7* — трубы; *4* и *6* — патрубки; *5* — лопатки

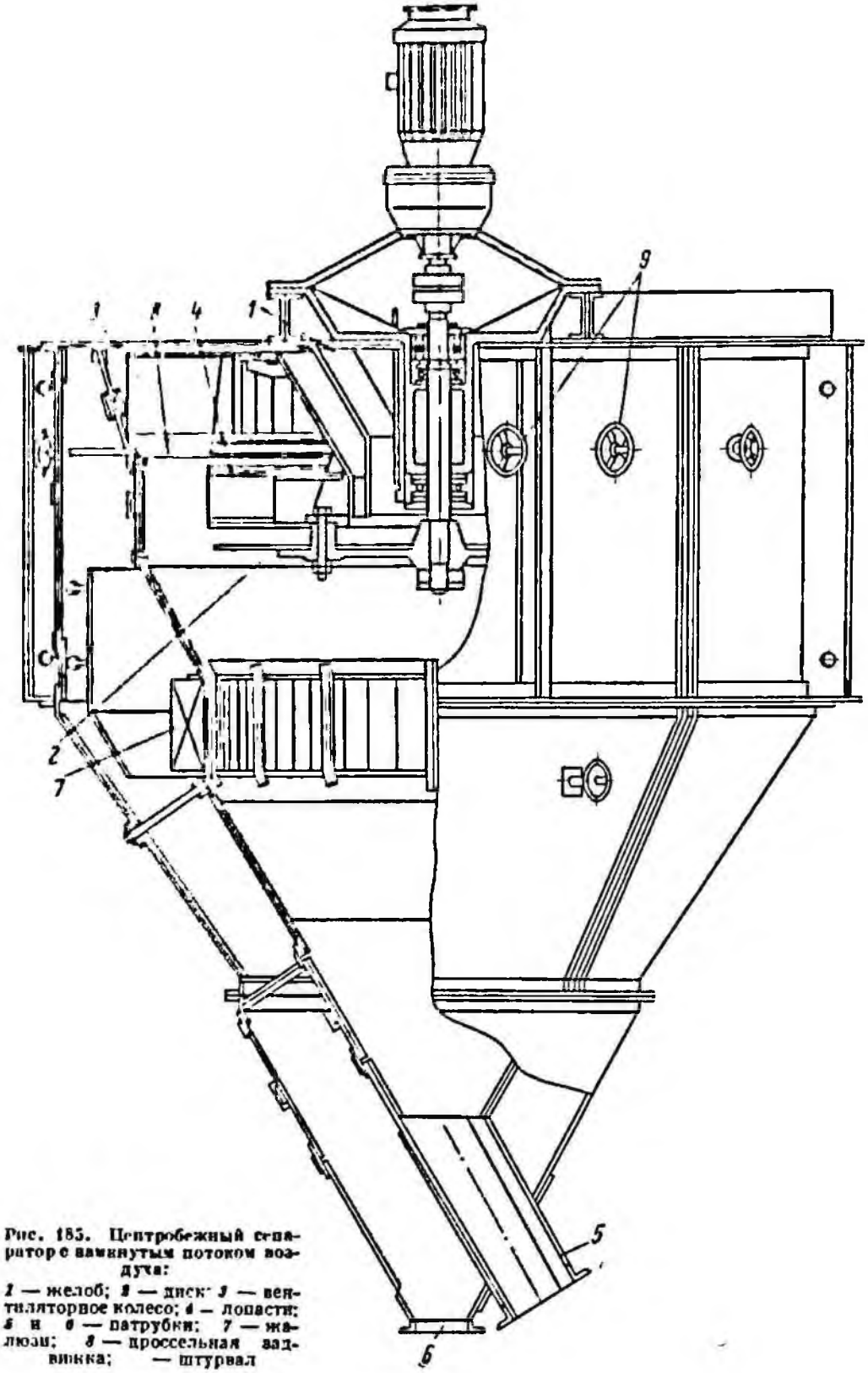


Рис. 185. Центробежный сепаратор с замкнутым потоком воздуха:

1 — желоб; *2* — диск; *3* — вентиляторное колесо; *4* — лопасти; *5* и *6* — патрубки; *7* — жалюзи; *8* — дроссельная заслонка; — штурвал

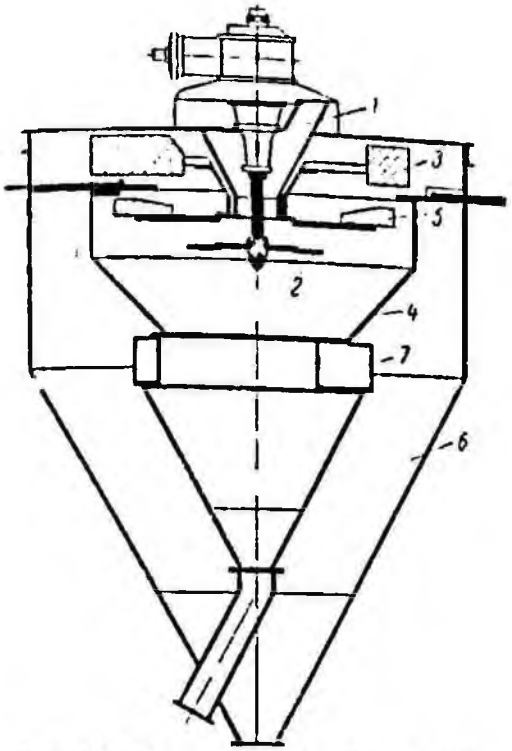


Рис. 186. Сепаратор фирмы «Эпер-Вице»:
1 — центральная труба; *2* — диск; *3* — вентиляторное колесо; *4* и *6* — соответственно внутренний и наружный конусы; *5* — лопасти; *7* — жалюзи

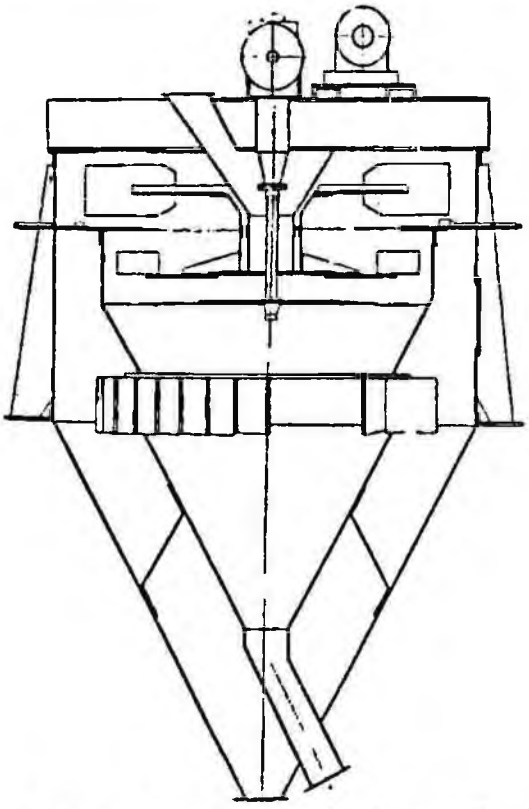


Рис. 187. Сепаратор фирмы «Стюртевант»

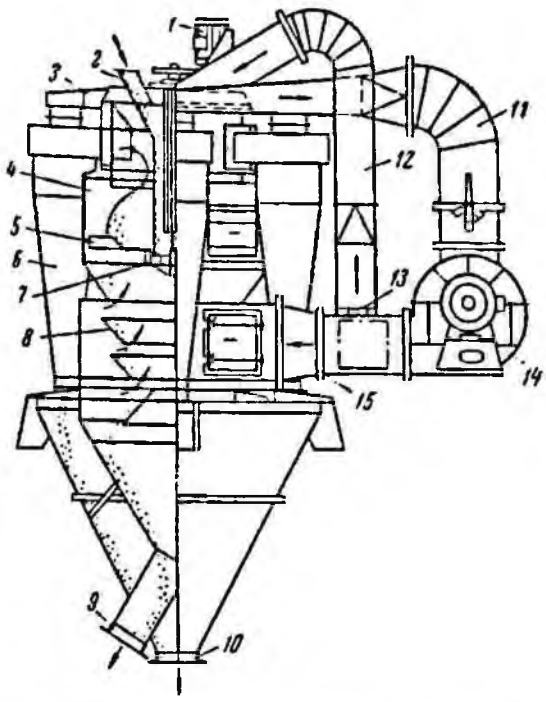


Рис. 188. Сепаратор-циклон фирмы «Ведаг»:
1 — привод распределительной тарелки и системы лопастей; *2* — лоток; *3* — коллектор воздухопровода; *4* — камера разделения; *5* — система лопастей; *6* — циклон; *7* — распределительная тарелка; *8* — обдуваемые вставки; *9* — отверстие для разгрузки крупнозернистого материала; *10* — отверстия для разгрузки тонкого продукта; *11* — воздухопровод от циклона к вентилятору; *12* — регулировочный воздухопровод; *13* — регулировочный клапан для регулирования крупности; *14* — вентилятор; *15* — воздухопровод к камере разделения

Таблица 140

Основные параметры сепаратора фирмы «Эпер-Вице» (Цюрих)

Параметры	Тип сепаратора		
	I	II	III
Диаметр кожуха, *мм*	3700	4300	4900
Потребляемая мощность, *квт*	26	41	52
Скорость вращения вала, *об/мин*	240	220	170
Производительность, *т/ч*:			
по питанию . .	40	70	130
по продукту 10% класса +0,09 *мм*	15,0	23,0	43,2
по продукту 4% класса +0,09 *мм*	11,5	14 3	26,5

тилятором, расположенным вне корпуса сепаратора [142].

Материал, подаваемый по лотку в камеру разделения, попадает в воздушный поток, направленный снизу вверх и проходящий через систему лопастей. На верхней части камеры через тангенциальные отверстия отводится воздух, в котором содержатся тонкие частицы. Он поступает в ряд циклонов, установленных по внешней окружности камеры. В циклонах осуществляется отделение тонкого продукта, который разгружается через отверстие.

Воздух подается вентилятором в нижнюю часть разделительной камеры, где у входа установлены обдуваемые вставки, которые способствуют удлинению времени пребывания материала в этой камере и дополнительной сепарации.

Установка вентилятора вне сепаратора обеспечивает просушивание или охлаждение сепарируемого материала, так как он может засасывать горячий газ или свежий воздух.

Вентилятор может засасывать воздух с взвешенными в нем частицами непосредственно из мельницы.

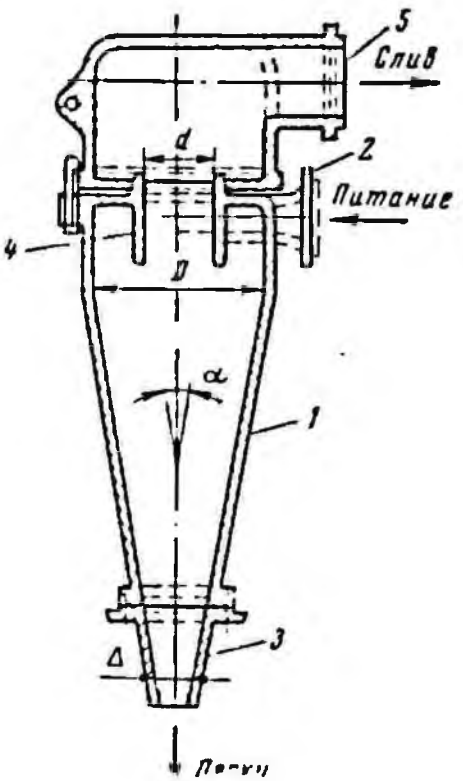


Рис. 189. Гидроциклон:

1 — цилиндро-конический сосуд; *2* — питающая насадка; *3* — песковая насадка; *4* — сливной патрубок; *5* — сливная труба

Глава XVI

Гидроциклоны и центрифуги

§ 70. Гидроциклоны

Гидроциклоны (рис. 189) — аппараты для классификации тонкоизмельченных материалов по крупности в центробежном поле, создаваемом в результате вращения пульпы [1].

Исходная пульпа подается в гидроциклон под давлением через питающую насадку, установленную тангенциально, непосредственно под крышкой корпуса. Пески разгружаются через нижнюю песковую насадку; слив проходит через внутренний сливной патрубок, расположенный в центре крышки, и далее выводится по сливной трубе. Движущихся деталей в гидроциклоне не имеется.

Главной действующей в гидроциклоне силой является центробежная сила инерции, возникающая при вращении пульпы благодаря тангенциальной подаче питания и осевой разгрузке продуктов. Под действием центробежной силы более крупные и более тяжелые частицы твердого отбрасываются к стенке корпуса гидроциклона и затем разгружаются через песковую насадку, а более тонкие и легкие частицы выносятся со сливом.

Движение жидкости в гидроциклоне. При вихревом движении жидкости в гидроциклоне образуются два вращающихся потока — внешний, перемещающийся вдоль стенок конуса вниз к песковой насадке, и внутренний цилиндрический, направленный вверх вдоль оси к сливному патрубку. Вблизи геометрической оси гидроциклона центробежная сила становится настолько большой, что происходит разрыв жидкости — вокруг оси образуется воздушное ядро (воздушный столб). Диаметр его составляет 0,6—0,7 диаметра сливного патрубка *d*. Линии тока в продольном сечении гидроциклона показаны на рис. 190 [115]. Тангенциальная скорость пульпы увеличивается с уменьшением расстояния от оси, поэтому в гидроциклоне наблюдается резкое возрастание центробежной силы от стенок к оси.

Осевая скорость во внешнем потоке направлена вниз, а во внутреннем — вверх. Наибольшая по абсолютной величине осевая скорость вблизи сливного патрубка, она уменьшается по направлению к песковой насадке.

[1] Помимо классификации гидроциклоны применяются для обогащения мелковкрапленных руд в тяжелых суспензиях.

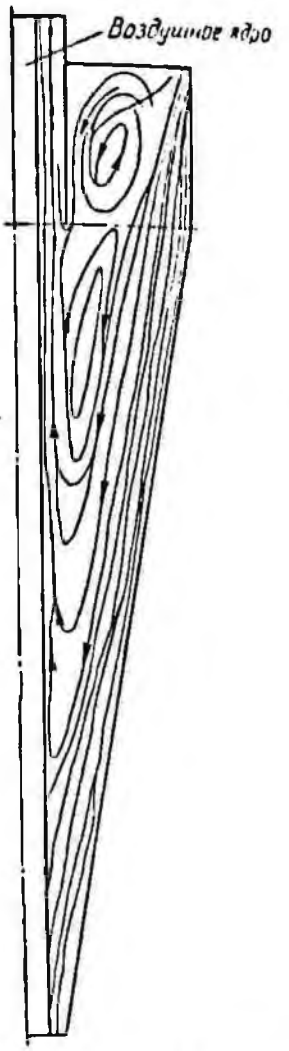


Рис. 190. Линии тока в гидроциклоне

Характер изменения радиальных скоростей изучен еще недостаточно.

Абсолютные значения скорости жидкости зависят от большого числа исходных условий [4]. Поэтому попытки аналитического выражения скоростей приводят к чрезвычайно сложным уравнениям, дающим лишь качественную характеристику процесса [23, 65].

Твердые частицы, поступая в гидроциклон вместе с потоком пульпы, вовлекаются во вращательное движение со скоростью, близкой к окружной скорости жидкой фазы. Одновременно они движутся относительно пульпы в радиальном и осевом направлениях в соответствии с действующими на них силами, из которых главными являются: центробежная сила; сила тяжести; силы, обусловленные воздействием жидкости (гидродинамическое давление, жидкостное трение, архимедова подъемная сила); силы, связанные с воздействием других твердых частиц и стенок гидроциклона.

Чем мельче частицы (или чем ближе их плотность к плотности жидкой фазы пульпы), тем относительно большее влияние оказывает на них сопротивление среды, поэтому тем ближе совпадают траектории их движения с линиями тока жидкости. Самые тонкие частицы распределяются между сливом и песками в том же соотношении, что и жидкость.

Изменение основных свойств суспензии в гидроциклоне. На обогатительных фабриках гидроциклоны работают на сравнительно плотных пульпах. Частицы твердой фазы пульпы распределяются по всему объему аппарата под действием совокупности сил. При этом сохраняется следующая основная закономерность: плотность пульпы, крупность и плотность твердых частиц увеличиваются в направлении от оси гидроциклона к его стенкам и от сливного патрубка к песковой насадке [115].

Кривые изменения плотности пульпы и крупности частиц в зависимости от высоты гидроциклона показаны на рис. 191.

В результате повышения плотности пульпы и крупности частиц в нижней части гидроциклона уплотненная пульпа вращается почти, как твердое тело.

На подавляющем большинстве обогатительных фабрик применяются только **конические гидроциклоны.**

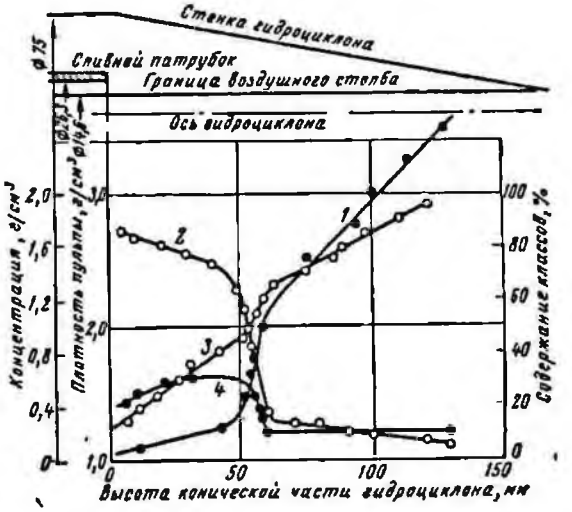


Рис. 191. Кривые изменения плотности пульпы и крупности частиц по высоте гидроциклона (на радиусе сливного патрубка):

1 — плотность пульпы; *2* и *3* — содержание соответственно классов —0,035 и —0,1+0,035 мм; *4* — концентрация класса —0,035 мм

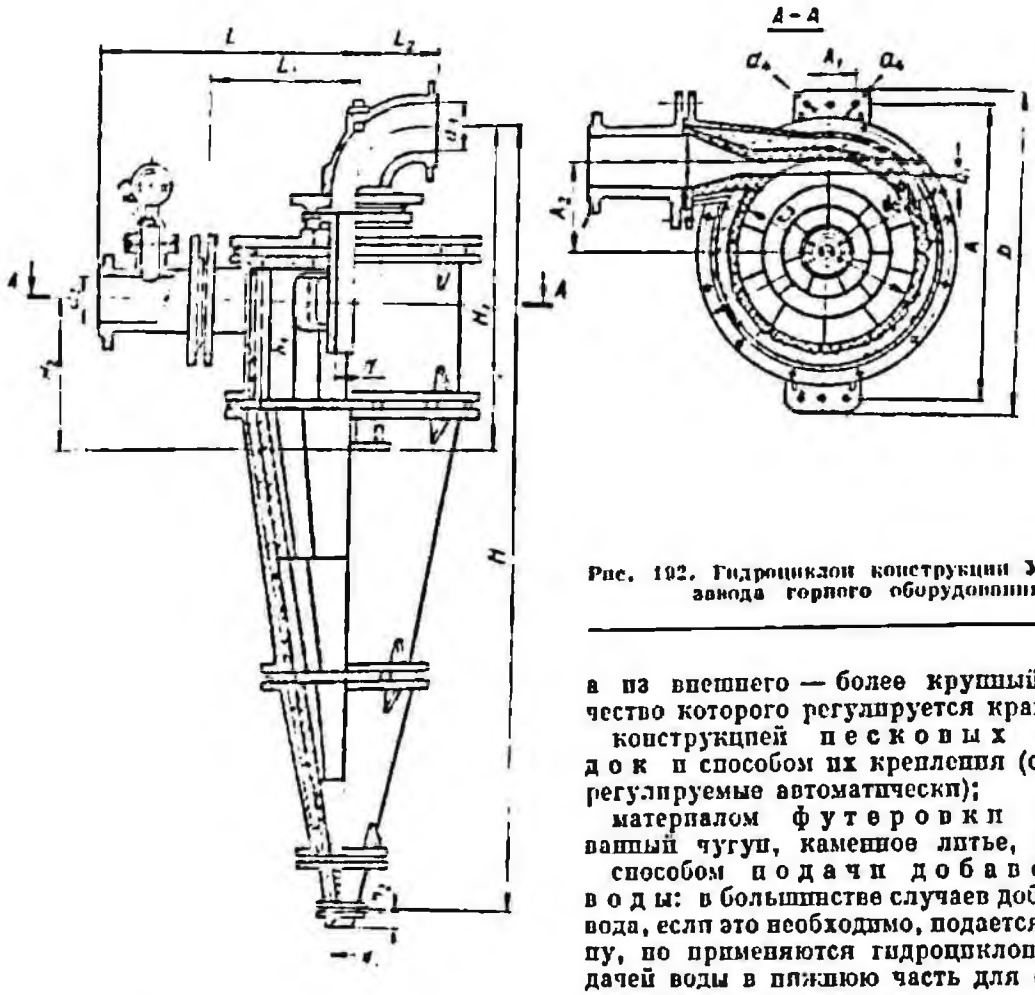


Рис. 192. Гидроциклон конструкции Уфимского завода горного оборудования

Аппараты большого размера сопрягаются с питающим насосом по одному или группой из нескольких гидроциклонов, установленных параллельно.

Гидроциклоны малого размера изготовляются как в виде отдельных аппаратов, так и в виде соединенных в батареи.

Конические гидроциклоны отличаются между собой:

соотношением геометрических размеров и углом конусности α — от 5 до 90° и более (см. рис. 189);

способом подачи питания — по прямой насадке круглого или прямоугольного сечения или по изогнутому (в виде витка спирали) входному патрубку прямоугольного сечения;

способом удаления слива — через сливной патрубок, соединенный со сливной трубой, либо непосредственно через сливной патрубок, либо через отдельный приемник для слива; изготовляются также трехпродуктовые гидроциклоны — с двумя концентрически установленными сливными патрубками, причем из внутреннего удаляется наиболее тонкий слив, а из внешнего — более крупный, количество которого регулируется краном;

конструкцией песковых насадок и способом их крепления (съемные, регулируемые автоматически);

материалом футеровки (легированный чугун, каменное литье, резина);

способом подачи добавочной воды: в большинстве случаев добавочная вода, если это необходимо, подается в пульпу, но применяются гидроциклоны с подачей воды в нижнюю часть для отмывки песков от тонких шламов.

Батарейные гидроциклоны отличаются между собой числом элементарных гидроциклонов, их конструкцией, размером, компоновкой, способами питания и разгрузки продуктов классификации.

Попытки применения цилиндрических гидроциклонов и турбоциклонов (центриклонов), в которых вращение пульпы создается ротором или импеллером, помещенным внутри аппарата, показали, что эти конструктивные модификации не дают существенного улучшения технологических показателей, но более сложны по сравнению с коническими гидроциклонами.

На рис. 192 показан гидроциклон конструкции Уфимского завода горного оборудования, а на рис. 193 — одна из конструкций батарейного гидроциклона, состоящего из 96 элементарных гидроциклонов диаметром 25 *мм*.

В табл. 141 даны основные размеры гидроциклонов, выпускаемых Уфимским заводом горного оборудования (применительно к рис. 192), а в табл. 142 — основ-

Основные размеры гидроциклонов, футерованных каменным литьем, *мм*

Таблица 141

Обозначение основных размеров гидроциклонов (к рис. 192)		Диаметр гидроциклона D			
		500	350	250	150
A		800	630	480	370
A_1		140	—	—	—
A_2		230	155	110	65
b		870	680	530	425
d		130	90	65	40
d_2		150	100	80	50
d_3		150	125	100	70
d_4		24	24	19	19
d_5		715	580	465	325
H		2110	1560	1140	765
H_1		850	670	580	505
H_2		400	265	240	210
L		560	485	420	350
L_1		395	320	265	200
L_2		220	200	170	140
Сменные вкладыши	b_1	55	40	30	15
	h_1	140	90	65	45
Сменные насадки	d_1	75; 48; 34	48; 34; 24	34; 24; 17	24; 17; 12
	h_2	22; 98; 20	98; 20; 48	20; 48; 68	48; 68; 82
Масса, *кг*		605	344	200	94

ные параметры гидроциклонов по ГОСТ 10718—64.

На показатели работы гидроциклонов влияют технологические и конструктивные факторы. К первым относятся свойства обрабатываемой пульпы — содержание твердого, его гранулометрический и вещественный состав; ко вторым — форма и геометрические размеры гидроциклона, а также питающей и разгрузочных насадок, угол наклона его оси, давление на входе, способ удаления слива.

Разгрузочное отношение Δ/d (т. е. отношение диаметра песковой насадки к диаметру сливного патрубка) (см. рис. 189) является основным фактором, определяющим показатели работы гидроциклона при обработке рядовых пульп обогатительных фабрик. Все другие факторы имеют второстепенное значение.

С увеличением разгрузочного отношения увеличивается выход песков, понижается их крупность и содержание твердого, соответственно этому уменьшается крупность слива и его выход. Эффективность классификации имеет максимум при оптимальном разгрузочном отношении.

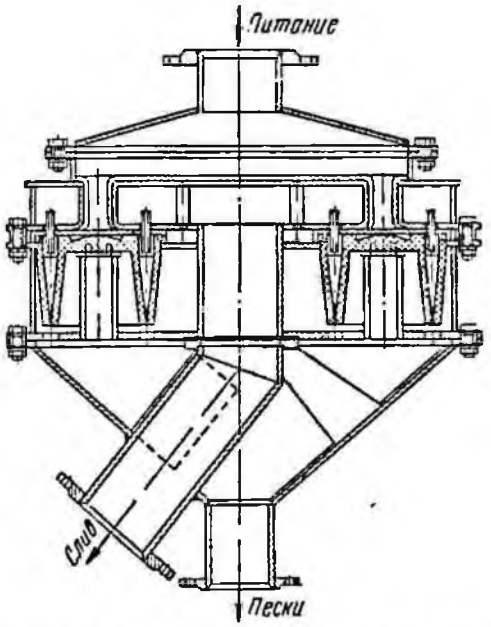


Рис. 193. Батарейный гидроциклон конструкции Механобра

Таблица 132

Основные параметры гидроциклонов по ГОСТ 10718—64

Параметры	Типоразмеры							
	ГЦ-5	ГЦ-7,5	ГЦ-15	ГЦ-25	ГЦ-36	ГЦ-50	ГЦ-71	ГЦ-100
Диаметр, *мм*:								
гидроциклона D	50	75	150	250	360	500	710	1000
эквивалентный питающего отверстия $d_п$	10—20	15—30	24—40	40—60	50—70	60—100	155—175	175—320
сливного отверстия d	10—25	15—38	40—70	50—100	70—150	100—215	150—300	200—400
пескового отверстия Δ	6—12	8—17	12—50	17—75	24—100	34—150	48—150	60—150
Угол конусности, *град*	10				20			
Производительность, $м^3/ч$ при напоре 1 $кгс/см^2$	1—5	2—12	9—25	18—55	32—100	55—200	215—500	325—1200
Основные размеры, *мм* (не более):								
длина L	400	500	650	800	900	1050	1400	1600
ширина B	250	350	450	550	700	900	1200	1450
высота H	600	750	950	1350	1750	2300	3350	4050
Масса гидроциклона, *кг* (не более):								
литого	25	40	120	260	430	780	1950	3300
футерованного каменным литьем	—	—	110	220	360	600	1250	1900
футерованного резиной	—	—	70	131	200	327	655	1200

Примечания:

1. Отклонение диаметра D гидроциклонов ГЦ-36 в сторону уменьшения не должно превышать 3%, а ГЦ-71 в сторону увеличения не должно превышать 6%, отклонения остальных диаметров гидроциклонов устанавливаются чертежом.

2. По требованию потребителя гидроциклоны ГЦ-25 и ГЦ-36 допускается изготовлять с углом конусности 10° с соответствующим изменением размеров и массы.

3. Эквивалентный диаметр вычисляется по формуле $d_п = \sqrt{\frac{4}{\pi} bh}$, где b и h — размеры питающего отверстия, *мм*.

Если изменение отношения Δ/d производится за счет изменения размера песковой насадки Δ, то производительность гидроциклона при этом остается почти постоянной; если же изменяется диаметр сливного патрубка d, то производительность изменяется прямо пропорционально этому диаметру.

Размер **питающей насадки** влияет главным образом на производительность гидроциклона, которая прямо пропорциональна эквивалентному диаметру этой насадки $d_п$. При этом качественные показатели изменяются незначительно.

Угол конусности гидроциклона $\alpha = 20°$, как установлено практикой, является оптимальным для классифицирующих гидроциклонов обогатительных фабрик. Гидроциклоны диаметром меньше 100 *мм*, предназначенные для работы на разжиженных тонкодисперсных пульпах с целью получения весьма тонкого слива, изготовляются с углом конусности 5—10°.

Установка больших гидроциклонов в наклонном или горизонтальном положении (при малых давлениях на входе) иногда положительно сказывается на равномерности хода процесса и соответственно на показателях их работы.

Сливная труба может оказывать существенное влияние на показатели работы гидроциклона. Чем больше перепад по высоте между концами сливной трубы, тем больше возрастает ее действие как сифона. При большом перепаде может происходить засасывание в слив некоторой части крупных частиц. В ряде случаев

происходит не постоянное, а периодическое засасывание сливной трубой пульпы из гидроциклона. Для нормальной работы гидроциклона желательно, чтобы вакуум в его воздушном столбе поддерживался в пределах от 0 до высоты водяного столба, равной высоте гидроциклона.

Для обеспечения постоянства вакуума наиболее эффективным средством является применение гидрозатвора, расположенного приблизительно на уровне песковой насадки.

Давление на входе (H, кгс/см²) при заданной объемной производительности Q зависит главным образом от диаметра сливного патрубка d и размера питающего отверстия $d_п$. При изменении производительности давление изменяется пропорционально ее квадрату. При этом качественные показатели изменяются незначительно (за исключением случаев, когда песковая насадка не справляется с возросшей производительностью).

Влияние давления проявляется на тонкодисперсных разжиженных пульпах (рис. 194).

Гидроциклоны широко применяются для операций, связанных с классификацией по крупности и дешламацией продуктов обогащения. На новых обогатительных фабриках в операциях классификации вместо широко применявшихся ранее механических классификаторов устанавливаются

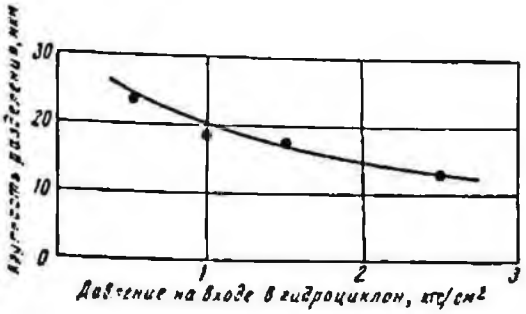
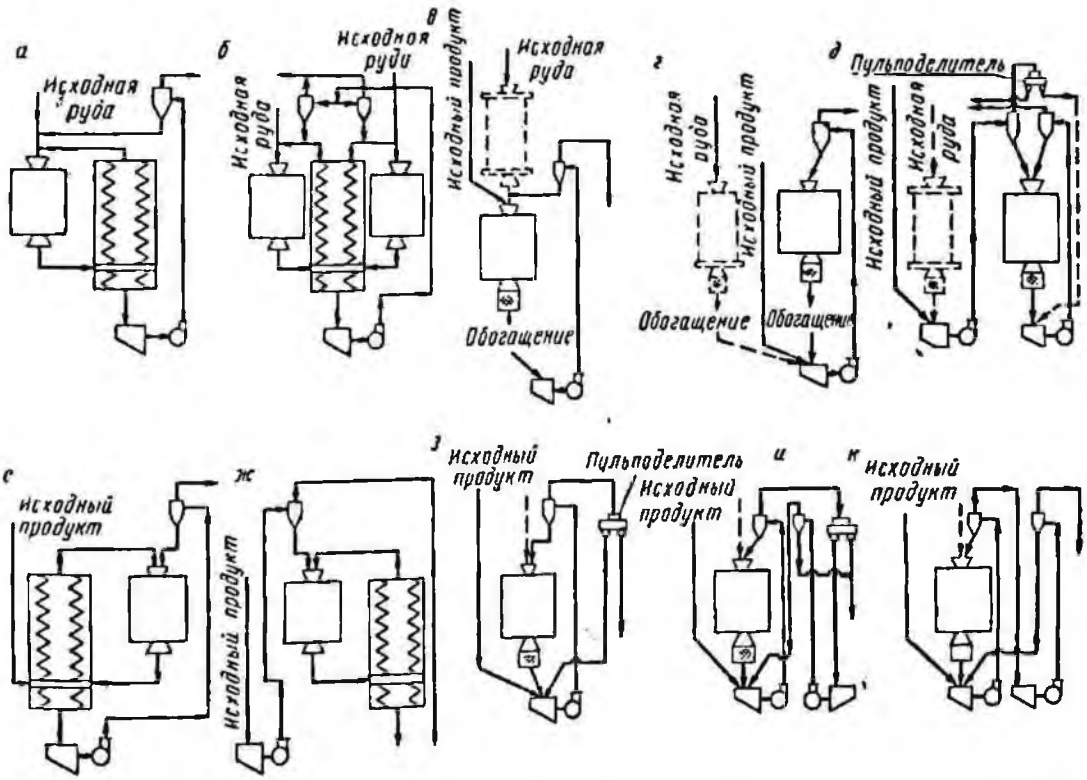


Рис. 194. Влияние давления на крупность граничного зерна (сульфидная руда Дегтярского месторождения)

почти исключительно гидроциклоны; на старых фабриках механические классификаторы постепенно также вытесняются гидроциклонами.

Крупность продуктов измельчения на обогатительных фабриках изменяется от —0,5 *мм* до 90—100% класса —0,074 *мм*. Для получения слива такой крупности применяются гидроциклоны размером от 250 до 1000 *мм*. При одинаковой крупности слива необходимое содержание в нем твердого для гидроциклонов большого раз-

Рис. 195. Схемы циклов измельчения с гидроциклонами



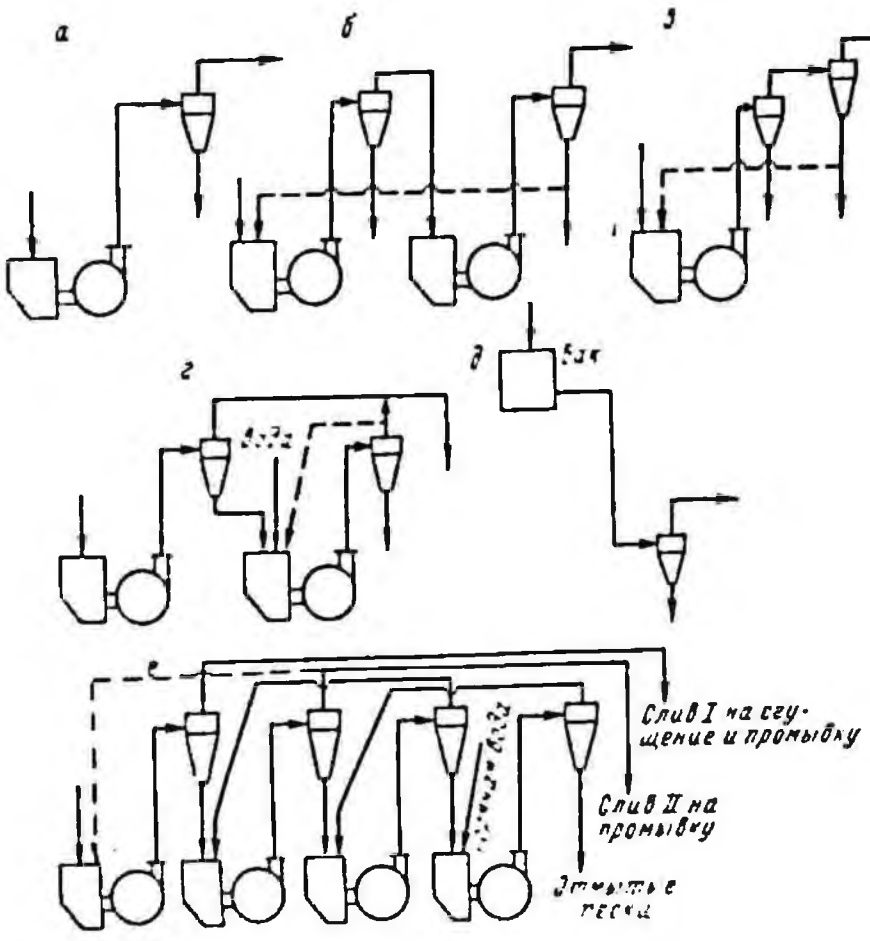


Рис. 196. Схемы классификации в гидроциклонах

мера несколько меньше, чем для малых.

Характерные **схемы циклов измельчения** с гидроциклонами показаны на рис. 195, а схемы классификации — на рис. 196.

Схемы рис. 195, *а*, *б* применяются при измельчении исходной руды в шаровых мельницах I стадии. Гидроциклоны установлены здесь для контрольной классификации слива механических классификаторов. Слив гидроциклонов получается более тонким, чем в случае работы мельниц только с механическими классификаторами.

Схемы рис. 195, *в*, *г*, *д* применяются как для II и последующих стадий измельчения (если I стадия измельчения производится в стержневых мельницах), так и для доизмельчения промпродуктов.

Схема рис. 195, *в* является наиболее простой и распространенной при доизмельчении различных продуктов обогатительных фабрик.

Схема рис. 195, *д* с предварительной и контрольной классификацией имеет технологические преимущества по сравнению со схемой рис. 195, *в*, так как обеспечивает большую гибкость в работе, позволяет регулировать качество продуктов первых гидроциклонов и соответственно изменять нагрузку мельницы, работающей в замкнутом цикле со вторыми гидроциклонами (эффективность классификации в первых гидроциклонах выше, чем во вторых). Эта схема особенно удобна, когда можно обеспечить самотечное питание первых гидроциклонов, однако она более сложна в эксплуатации и требует разбавления разгрузки мельницы сливом из первых гидроциклонов или свежей водой.

Схемы рис. 195, *е*, *ж* применяются на старых фабриках для доизмельчения и постепенно вытесняются схемами рис. 195, *в*, *г*, *д*.

Схемы рис. 195, *з*, *и*, *к*, предусматривающие циркуляцию части слива или песков второго приема классификации, предназначены для получения конечного слива с повышенной плотностью пульпы или для увеличения эффективности классифика-

ции. По этим схемам объем пульпы, перекачиваемой насосами, возрастает.

Во всех схемах, за исключением рис. 195, *е*, *ж*, для продукта, выдаваемого мельницей, могут применяться операции обогащения (магнитная сепарация, флотация и др.).

Из схем, применяемых для других операций классификации (см. рис. 196), схема рис. 196, *а* является наиболее распространенной и простой, обеспечивающей удовлетворительные показатели при отсутствии резких колебаний объема и качества исходной пульпы.

Схемы рис. 196, *б*, *в* могут применяться при необходимости получения тонкого слива с минимальным закруплением (при крупном и плотном исходном питании). При этом схема рис. 196, *б* более надежна и устойчива в эксплуатации, обеспечивает лучшие показатели по сравнению со схемой рис. 196, *в*. Второй гидроциклон по схеме рис. 196, *в* желательно устанавливать ниже первого на несколько метров.

Схема рис. 196, *г* применяется при необходимости получения песков, отмытых от шламов. Иногда для этой же цели применяется схема рис. 196, *а* с подачей воды по касательной в нижнюю часть гидроциклона.

Схема рис. 196, *д* применяется при наличии достаточного перепада высоты для самотечного питания гидроциклонов.

Схема рис. 196, *е* применяется для классификации и противоточной промывки шламов после выщелачивания при гидрометаллургической переработке.

Компоновка гидроциклонов в циклах измельчения может производиться также по схемам рис. 196.

Во всех случаях при параллельной установке гидроциклонов, питаемых одним насосом, целесообразно их радиальное расположение относительно питающей трубы, что обеспечивает равномерность распределения пульпы по всем гидроциклонам.

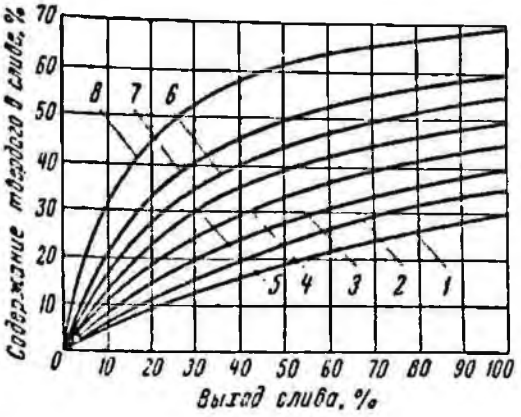


Рис. 197. Графики для ориентировочного определения содержания твердого в сливе гидроциклонов, работающих в замкнутом цикле с мельницами (табл. 143)

Гидроциклоны могут устанавливаться как вертикально, так и наклонно или даже горизонтально. В двух последних случаях пески содержат несколько меньше твердого, а слив получается несколько крупнее, чем в первом случае.

Основным фактором, определяющим показатели работы гидроциклонов в циклах измельчения, является выход слива от операции или циркулирующая нагрузка (как правило, крупность слива и циркулирующая нагрузка являются величинами заданными). Чем больше выход слива, тем меньше разница между его крупностью и крупностью питания.

Получение слива одной и той же крупности при изменении циркулирующей нагрузки связано с соответствующим изменением содержания твердого в нем (чем

Таблица 143

Данные к рис. 197

№ кривой на рис. 197	Диаметр гидроциклона, мм			Содержание твердого, %	
	750	500	350 и 250	в исходном питании $T_и$	в песках $T_п$
	Содержание класса −0,074 мм в сливе, %				
1	—	95—99	100	30	65
2	85—90	90—95	95—99	35	67
3	80—85	85—90	90—95	40	70
4	70—80	80—85	85—90	45	70
5	60—70	70—80	80—85	50	70
6	50—60	60—70	70—80	55	72
7	$\leqslant 50$	50—60	—	60	75
8	$\leqslant 50$	< 50	—	70	80

больше циркулирующая нагрузка, тем меньше содержание твердого).

Содержание твердого в сливе гидроциклонов зависит также от содержания твердого в питании, размера гидроциклонов и плотности обрабатываемого материала.

В свою очередь содержание твердого в питании гидроциклонов зависит от схемы измельчения и возможностей работы насосов.

Содержание твердого в питании гидроциклонов циклов измельчения изменяется от 30 до 60%. При этом среднее содержание твердого в питании гидроциклонов I стадии измельчения составляет 57%, II — 50%, III и при доизмельчении — 43%.

Содержание твердого в песках гидроциклонов для I и II стадий измельчения на обогатительных фабриках, перерабатывающих тяжелые руды, составляет 75—80%, на остальных фабриках — 70—75%, а для III стадии измельчения — 65—70%.

Ориентировочная зависимость между содержанием твердого в сливе T_c и его выходом γ (от операции) для гидроциклонов диаметром от 250 до 750 *мм* (табл. 143), работающих в циклах измельчения, показана на рис. 197.

При оценке крупности слива по содержанию в нем класса —0,074 *мм* связь между содержанием твердого и выходом слива (от операции) выражается уравнением

$$T_c = \frac{(k-0{,}7\beta)\,T_п\gamma}{T_п-(k-0{,}7\beta)\,(1-\gamma)}, \qquad (307)$$

где T_c — содержание твердого в сливе гидроциклона, доли единицы;

$T_п$ — содержание твердого в песках гидроциклона, принимаемое равным от 0,65 до 0,8, в зависимости от стадии измельчения и плотности руды;

γ — выход слива от операции, доли единицы;

β — содержание класса —0,074 *мм* в сливе, доли единицы;

k — коэффициент, принимаемый для гидроциклонов диаметром 750, 500 и 350—250 *мм*, соответственно 0,95, 1 и 1,05.

Рисунок 197 и уравнение (307) показывают, что, устанавливая частный выход слива в отдельных операциях, можно в значительных пределах изменять содержание твердого в конечном сливе при заданной его крупности, а следовательно, выбирать наиболее рациональные схемы классификации.

§ 71. Выбор и технологический расчет гидроциклонов

Технологический расчет гидроциклонов сводится к определению производительности, характеристик крупности продуктов и других показателей [115].

При выборе гидроциклонов необходимо стремиться к установке их по одному на насос, т. е. к применению больших аппаратов, которые, как показала практика, обеспечивают выдачу слива крупностью до 70—80% класса —0,074 *мм*. Однако, чем тоньше требуемая крупность слива, тем меньше должен быть диаметр гидроциклона. В случаях, когда содержание в питании частиц, близких по крупности к граничной («трудные зерна»), мало или при большом разжижении пульпы, тонкий слив может быть получен и на гидроциклонах большого размера.

Вообще тонкий слив получается при большом разжижении и большом давлении на входе в гидроциклон.

При крупном питании (с характеристикой, близкой к прямолинейной) получение тонкого слива бывает затруднительно. В таких случаях требуется повторная классификация слива первого приема классификации.

В табл. 144 приведены ориентировочные данные для предварительного выбора стандартных гидроциклонов, используемых в качестве классификаторов.

При выборе и расчете гидроциклонов, предназначенных для классификации в циклах измельчения, заданными являются:

схема измельчения;

производительность мельницы (равная производительности гидроциклонов по сливу) Q, *т/ч*;

крупность слива гидроциклонов (либо содержание определенного мелкого класса, например, класса —0,074 *мм*, либо полная характеристика крупности);

циркулирующая нагрузка, т. е. отношение количества песков к количеству слива (по твердому).

Расчет гидроциклона ведется по следующей схеме.

Определяется выход γ слива (от операции)

$$\gamma = \frac{1}{1+C_ц}, \text{ доли единицы,} \qquad (308)$$

где $C_ц$ — циркулирующая нагрузка (или часть этой нагрузки, представленная песками гидроциклона), доли единицы.

Находится ориентировочно содержание твердого в сливе по уравнению (307) для

Таблица 144

Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов с углом конусности $\alpha = 20°$

Диаметр гидроциклона D, мм	Диаметр сливного патрубка d, доли D	Эквивалентный диаметр питающего отверстия $d_п$, доли d	Диаметр пескового отверстия Δ, доли d	Средняя производительность (при $H = 1$ кгс/см²), л/мин	Диаметр нагнетательного патрубка насоса, мм	Крупность слива, мкм
15	0,3—0,4	1,0—0,5	0,2—0,7	2,5—5,0	—	8—25
25	0,3—0,4	1,0—0,5	0,2—0,7	7,5—15,3	—	13—38
50	0,2—0,4	1,0—0,5	0,2—0,7	30—60	25	18—50
75	0,2—0,4	1,0—0,5	0,2—0,7	60—125	25—50	22—60
125	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	125—250	25—50	26—80
150	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	200—350	25—50	28—95
250	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	450—850	50—100	37—135
350	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	850—1 500	75—150	44—180
500	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	1 500—3 000	150—200	52—240
700	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	3 500—6 500	200	73—340
1000	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	6 200—10 000	250—300	—
1400	0,2—0,35	1,0—0,5	0,2—0,7	12 000—24 000	500	—

наибольшего по размерам гидроциклона, возможного к установке в данных условиях.

В тех случаях, когда крупность слива задается содержанием класса —0,044 *мм*, для определения содержания класса —0,074 *мм* можно воспользоваться графиком рис. 198 (кривая этого рисунка получена как средняя по данным ситовых анализов питания, слива и песков гидроциклонов, работающих на отечественных и зарубежных фабриках) или рис. 169.

Если расчет показывает, что плотность слива в большом гидроциклоне недостаточна для последующих операций обогащения, разрабатываются варианты получения слива требуемой плотности (применение гидроциклонов меньшего размера, второго приема классификации, циркуляции слива).

После выбора гидроциклонов и разработки схемы классификации находится объем слива

$$Q_с = Q\left(\frac{1}{\rho_т} + \frac{1 - T_с}{T_с}\right), \quad м^3/ч,$$

или (309)

$$Q_с = 16{,}7Q\left(\frac{1}{\rho_т} + \frac{1 - T_с}{T_с}\right), \quad л/мин.$$

Затем находится количество песков (по твердому)

$$S = QC_н. \qquad (310)$$

Вычисляется объем песков

$$Q_п = S\left(\frac{1}{\rho_т} + \frac{1 - T_п}{T_п}\right), \quad м^3/ч$$

или (311)

$$Q_п = 16{,}7S\left(\frac{1}{\rho_т} + \frac{1 - T_п}{T_п}\right), \quad л/мин.$$

При этом содержание твердого в песках $T_п$ принимается таким же, какое принято при вычислении плотности слива.

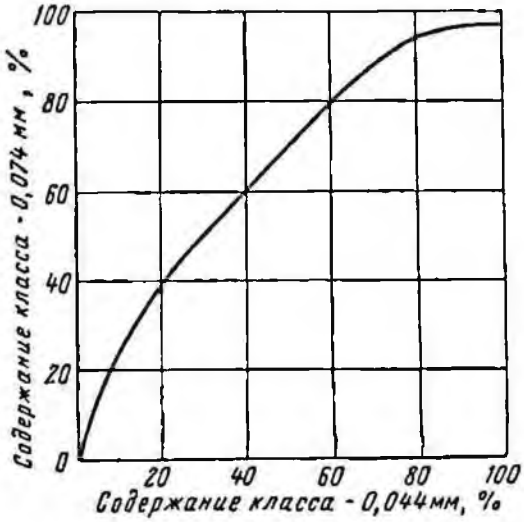


Рис. 198. Зависимость между содержанием классов —0,074 и —0,044 мм в продуктах гидроциклонов

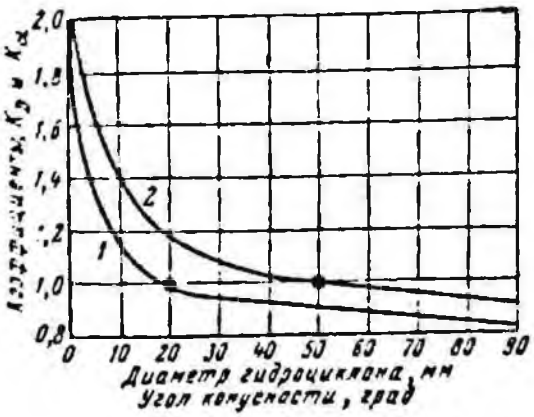


Рис. 199. Зависимость коэффициентов K_α(1) и K_D(2) от угла конусности и диаметра гидроциклона (соответственно)

Объем питания гидроциклонов

$$Q_c = Q_c + Q_п. \qquad (312)$$

Объемная производительность одного гидроциклона по питанию вычисляется по формуле

$$Q_{г_1} = 5K_D K_\alpha d_п d \sqrt{gH},\ л/мин, \qquad (313)$$

где K_D и K_α — коэффициенты, учитывающие влияние соответственно диаметра и угла конусности α гидроциклона; находятся по рис. 199 или вычисляются по формулам

$$K_D = 0{,}8 + \frac{1.2}{1+0{,}1D}; \qquad (314)$$

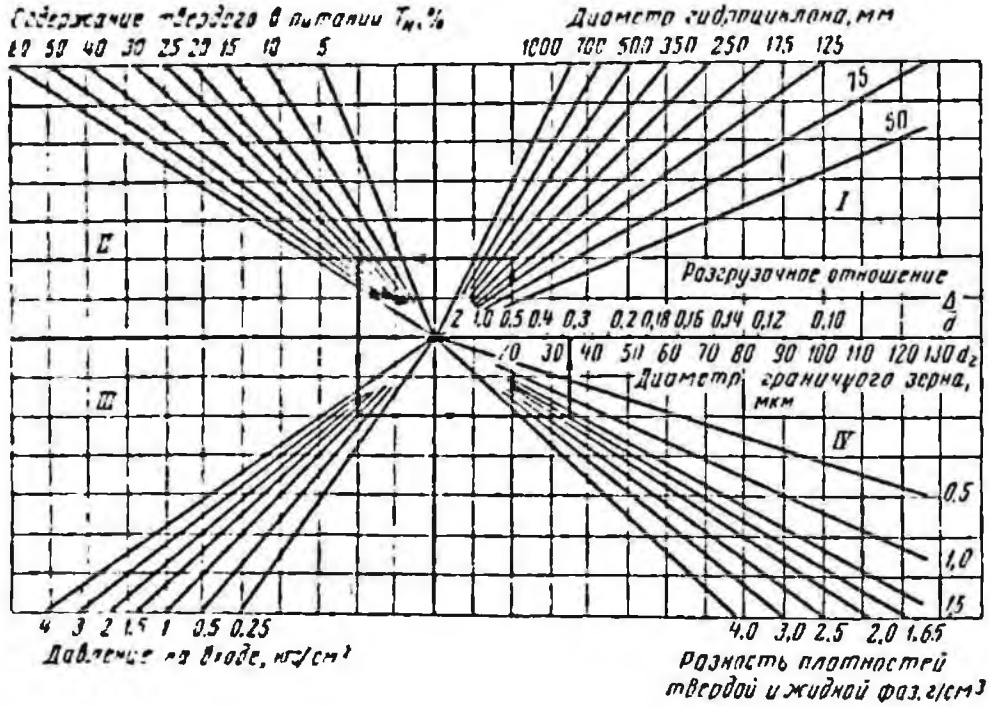
$$K_\alpha = 0{,}79 + \frac{0{,}041}{0{,}0379 + \operatorname{tg}\frac{\alpha}{2}}; \qquad (315)$$

D — диаметр гидроциклона, *см*;
d — диаметр сливного патрубка (принимается либо стандартным, либо равным $0{,}2 \div 0{,}35D$), *см*;
$d_п$ — эквивалентный диаметр питающей насадки в наименьшем сечении (принимается либо стандартным, либо равным $0{,}8d$), *см*;
$g = 9{,}81$ *м/сек*^{2} — ускорение силы тяжести;
H — давление на входе, *кгс/см*^{2}.

Число гидроциклонов определяется по формуле

$$n = \frac{Q_г}{Q_{г_1}}. \qquad (316)$$

Рис. 200. Номограмма для определения диаметра граничного зерна при классификации в гидроциклонах



Диаметр песковой насадки подсчитывается по ориентировочной формуле

$$\Delta = d\sqrt[3]{\frac{Q_п}{4{,}4Q_с}}, \qquad (317)$$

где Δ и d в *мм*.

В процессе пуска и наладки гидроциклонов диаметр песковой насадки должен быть откорректирован.

В тех случаях, когда требуется ориентировочно рассчитать полные характеристики крупности всех продуктов классификации, если задана полная характеристика крупности слива гидроциклонов, поступают следующим образом.

Находят диаметр граничного зерна по формуле

$$d_г = 0{,}9\sqrt{\frac{Dd^2T_и}{\Delta H^{0{,}5}(\rho_т - \rho)}}, \text{ мкм}, \qquad (318)$$

где D, d, Δ — диаметр соответственно гидроциклона, сливного патрубка и песковой насадки, *см*;

H — давление на входе, *кгс/см*^{2};

$T_и$ — содержание твердого в питании гидроциклона, %;

$\rho_т$ и ρ — плотность соответственно твердого и жидкого, *г/см*^{3}.

Вместо расчетов по этой формуле можно пользоваться номограммой (рис. 200).

Для разжиженных пульп (с содержанием твердого ниже 10%) и гидроциклонов с углом конусности 20° следует производить проверку крупности граничного зерна по формуле

$$d_г = 26\sqrt{\frac{Dd}{K_D d_п H^{0{,}5}(\rho_т - \rho)}}, \qquad (319)$$

где $d_п$ — эквивалентный диаметр питающего отверстия, *см*;

H — давление на входе, *см вод. ст.*

Остальные величины имеют ту же размерность, что и в предыдущих формулах [1].

При классификации обычных пульп крупность максимальных частиц слива в 1,5—2 раза больше крупности граничного зерна. При крупном питании размер максимальных частиц слива может быть больше $2d_г$. Верхняя крупность слива,

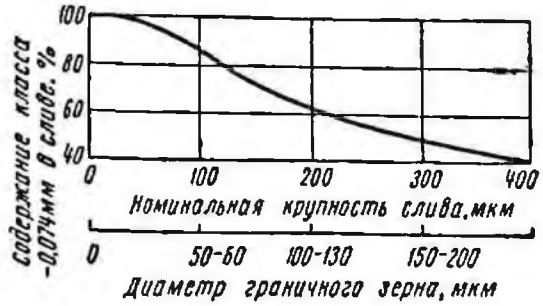


Рис. 201. Зависимость содержания класса —0,074 *мм* от номинальной крупности слива (по К. А. Разумову)

как правило, связана определенной зависимостью с содержанием в сливе класса —0,074 *мм* (рис. 201) [2]. На этой диаграмме для ориентировки по оси абсцисс отложен помимо крупности слива также размер граничного зерна.

Извлечение воды в слив определяется по формуле

$$\varepsilon_в = \frac{(1-T_с)T_и}{(1-T_и)T_с}\gamma. \qquad (320)$$

Извлечение узких классов определяется по формуле

$$\varepsilon_с = \frac{\varepsilon_в}{\left(\frac{\varepsilon_в}{\gamma}-1\right)\left(\frac{d_i}{d_г}\right)^m + 1}, \qquad (321)$$

где d_i — средний диаметр узкого класса, *мкм*;

m — коэффициент, в общем случае переменный, зависящий от скорости движения частиц. Для ориентировочных расчетов можно принять $m = 3$.

Остальные величины имеют ту же размерность, что и в предыдущих формулах.

Находится количество каждого узкого класса в сливе $\gamma\beta_с$ (в долях от питания) ($\beta_с$ — содержание узкого класса в сливе).

Содержание узких классов в питании по их балансу находится по формуле

$$\gamma\beta_с = \varepsilon_с\alpha \qquad (322)$$

[1] Для вычисления размера граничного зерна можно пользоваться формулами, опубликованными в литературе [65, 77, 112, 115, 171, 173].

[2] См. также рис. 169.

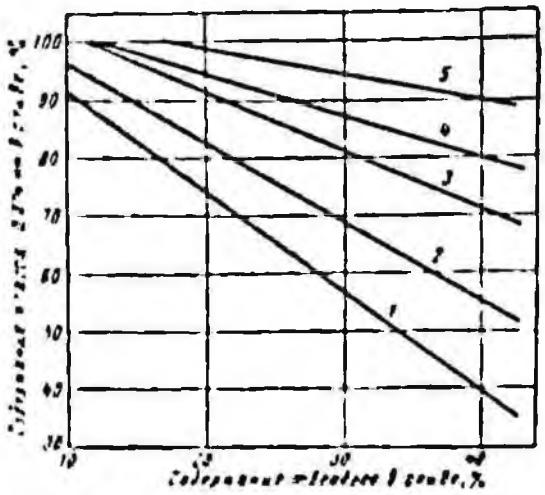


Рис. 201. Зависимость крупности слива гидроциклона диаметром 600 мм от содержания в нем твердого:

1—5 — содержание класса —0,074 мм в питании соответственно 25, 45, 60, 70, 75% и более.

где α_i' — содержание узких классов в исходном питании.

При этом следует иметь в виду, что извлечение, подсчитываемое по формуле (321), при постоянном коэффициенте m не обеспечивает большой точности, особенно для классов крупнее граничного зерна. Поэтому расчеты следует проводить только для классов мельче граничного зерна, а затем определять содержание наиболее крупного класса в питании α'_{max}. Последнее можно определять только для схем рис. 193, *в*, когда исходный продукт поступает в гидроциклон (а не в мельницу). В этом случае

$$\alpha'_{max} = \frac{\alpha_{max}}{1+C}, \qquad (323)$$

где α_{max} — содержание наиболее крупного класса в исходном продукте.

Далее суммируется содержание узких классов крупностью мельче граничного зерна и с учетом содержания самого крупного класса строится кривая характеристики крупности питания. В некоторых случаях для получения полной характеристики крупности питания можно по найденным точкам строить прямую в двойных логарифмических координатах [91].

Содержание узких классов в песках по балансу находится по формуле

$$\vartheta_п = \frac{\alpha_и - \gamma\beta_с}{1-\gamma}. \qquad (324)$$

Если крупность слива задана содержанием только одного мелкого класса, например класса —0,074 мм, но желательно получить ориентировочные данные о полных характеристиках крупности продуктов, то поступают следующим образом.

Содержание класса —0,044 мм, соответствующее содержанию класса —0,074 мм, определяется по рис. 198, максимальная крупность слива — по рис. 201 и по четырем точкам строится полная характеристика крупности слива.

Дальнейший расчет производится, как было описано выше при заданной полной характеристике крупности слива.

Получив полные характеристики крупности продуктов, можно подсчитать обычными способами содержание и извлечение любого класса и эффективность классификации.

При расчете гидроциклонов, работающих в операциях, не связанных с измельчением, применяются те же формулы, что и при расчете для замкнутых циклов измельчения, но с учетом того, что заданными величинами являются характеристика крупности питания и содержание в нем твердого [115].

Для сопоставления расчетных показателей с данными практики ниже приводятся некоторые эмпирические зависимости.

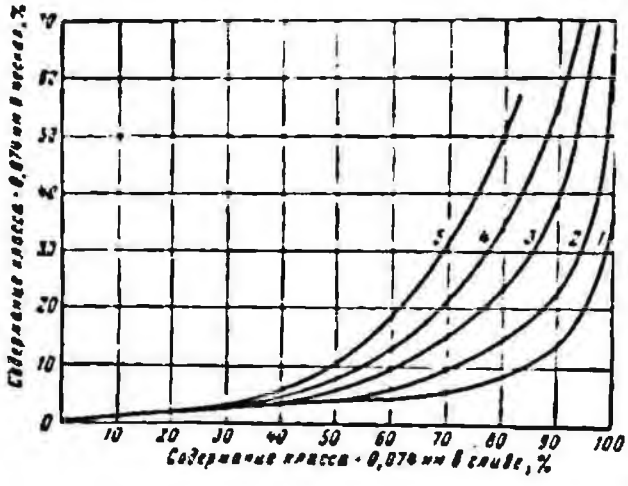


Рис. 203. Зависимость крупности слива от крупности песков:

1—5 — содержание твердого в сливе соответственно менее 10; 12,5; 20; 30 и 40%

На рис. 202 показана зависимость содержания класса —0,074 *мм* в сливе гидроциклона диаметром 500 *мм* от плотности, а на рис. 203 — зависимость содержания класса —0,074 *мм* в песках от содержания этого же класса в сливе.

Удельная нагрузка на песковую насадку в среднем составляет от 0,5 до 2 *т/ч* на 1 *см*² ее площади. Она зависит в основном от разгрузочного отношения $\left(\frac{\Delta}{d}\right)$, от характеристики крупности исходного материала, содержания твердого в питании и давления на входе.

На рис. 204 показан характер изменения удельной нагрузки на единицу площади песковой насадки в зависимости от параметра $\frac{d\sqrt{HT_н}}{\Delta}$. В большинстве случаев гидроциклоны работают при значении этого параметра, находящемся в пределах 10—25.

§ 72. Эксплуатация гидроциклонов

При правильной компоновке оборудования наладка гидроциклонов сводится к обеспечению заданного давления пульпы на входе в гидроциклон и его постоянства, обеспечению зонтообразной разгрузки песков и оптимальной циркулирующей нагрузки, а также нормальной работы питающего насоса.

В процессе наладки должны быть выявлены и устранены недостатки, которые могли быть допущены при проектировании и монтаже.

Производительность насоса должна соответствовать производительности гидроциклонов. При чрезмерно большой пропускной способности насоса или гидроциклонов по сравнению с фактическим количеством пульпы, проходящим через них, питание поступает в гидроциклоны толчками. Устранение этих толчков может быть иногда достигнуто корректировкой размеров питающей насадки $d_п$ и сливного патрубка d. Кроме того, для устранения толчков применяются: автоматическое регулирование скорости вращения рабочего колеса насоса в зависимости от количества исходной пульпы, возвращение в зумпф насоса части слива или части питания гидроциклонов (для поддержания в зумпфе постоянства уровня), установка задвижек на напорном или всасывающем трубопроводах и другие мероприятия.

Оптимальная циркулирующая нагрузка гидроциклонов, работающих в замкнутом цикле с шаровыми мельницами, создается подбором песковых насадок соответствующего диаметра. Обычно гидроциклоны в циклах измельчения работают при большом разгрузочном отношении $\left(\frac{\Delta}{d}\right)$, достигающем единицы и более. При больших циркулирующих нагрузках (600—800%), необходимых для получения тонкого слива, применяют параллельную установку нескольких гидроциклонов.

Для предотвращения забивания гидроциклонов и коммуникаций предусматривается установка решеток на зумпфах насосов и бутар на разгрузочных горловинах мельниц.

При эксплуатации насосов не следует допускать их перегрузки по давлению. Работа насосов значительно облегчается при малых давлениях на входе в гидроциклон.

Контроль за плотностью и крупностью продуктов классификации в гидроциклонах осуществляется теми же способами, что и для механических классификаторов. Кроме того, контролируется объемная производительность и ее колебания по манометру, установленному на питающем гидроциклон пульпопроводе.

Если питание гидроциклонов поддерживается постоянным по объему, крупности и плотности, то регулирования гидроциклонов не требуется, необходима лишь своевременная замена износившихся деталей.

При изменениях количества и качества питания регулирование налаженных гидроциклонов производится посредством смены песковых насадок. Если из гидроциклона выделяются слишком крупный слив и слишком плотные пески, то диаметр песковой насадки Δ следует увеличить, и наоборот, если пески слишком разбавлены, то диаметр песковой насадки сле-

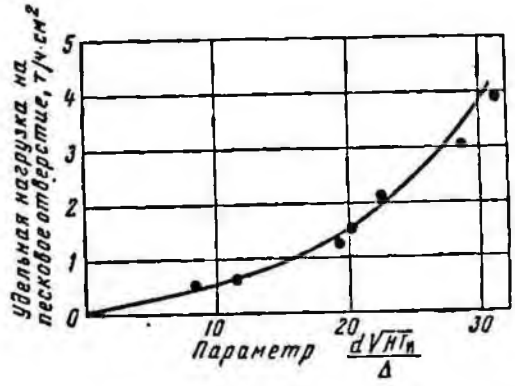


Рис. 204. Изменение удельной нагрузки на песковое отверстие в зависимости от параметра $\frac{d\sqrt{HT_н}}{\Delta}$

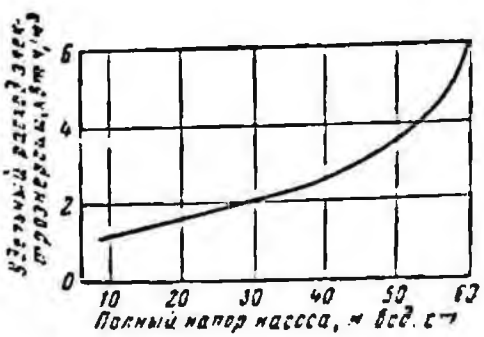


Рис. 205. Зависимость удельного расхода электроэнергии от полного напора насоса

дует уменьшить. Уменьшение диаметра необходимо и тогда, когда требуется повысить крупность слива.

Смена песковых насадок производится либо при остановке питающего насоса, либо, при соответствующем способе крепления их, — на ходу.

При работе гидроциклонов в циклах измельчения поддержание плотности слива может производиться регулированием подачи воды в зумпф питающего насоса. Для этого вполне применимы системы автоматического регулирования, разработанные для механических классификаторов.

При резких колебаниях в подаче питания и необходимости поддержания стабильной плотности и крупности песков иногда применяется автоматическое регулирование песковой насадки на основе изменения вакуума в воздушном столбе гидроциклона.

Эксплуатационные расходы при работе гидроциклонов складываются главным образом из стоимости электроэнергии, потребляемой питающим насосом, расходов на замену изношенных деталей гидроциклонов и насосов и расходов на обслуживание.

Таблица 145

Состав резины для футеровки гидроциклонов

Компоненты	Содержание, %
Каучук СКС-30	56,94
Сера	0,97
Каптакс	0,78
Окись цинка	2,85
Сажа газовая	34,17
Стеариновая кислота	0,87
Рубракс	2,85
Неозол	0,57

Удельный расход электроэнергии при работе гидроциклонов может изменяться в широких пределах в зависимости от давления на входе и от схемы компоновки оборудования.

Потребление электроэнергии питающими насосами рассчитывают по общей их нагрузке, определяемой объемной производительностью, плотностью пульпы, напором, требующимся на подъем пульпы до гидроциклона и создания необходимого давления на входе в него, а также на преодоление общего сопротивления пульпопровода.

Зависимость удельного расхода электроэнергии от общего напора, развиваемого насосом при работе гидроциклонов, показана на рис. 205. При правильной установке гидроциклонов и насосов средний расход электроэнергии составляет около 0,15 *квт·ч* на 1 *м*³ исходной пульпы.

Наибольшему износу подвергаются нижняя часть гидроциклона, находящаяся вблизи песковой насадки, песковая насадка, питающая насадка и стенки цилиндрической части корпуса (в место поступления исходной пульпы), а также сливной патрубок. Износ тем больше, чем крупнее и абразивнее твердая фаза, чем больше плотность пульпы и выше давление.

Для борьбы с износом применяют футеровку корпуса и съемные детали из износостойких материалов. К таким материалам относятся: легированные чугуны, резина (табл. 145), каменное литье (табл. 146), керамика, твердые сплавы и пр.

Физико-механические свойства каменного литья

Плотность, *г/см*³	3,0
Кислотостойкость (в HCl, H_2SO_4, HNO_3), %	100
Водопоглощение, %	Не более 0,2
Температура размягчения, °С	1000—1050
Временное сопротивление, *кгс/см*²:	
на разрыв	90—250
на сжатие	4000
Коэффициент истираемости, *гс/см*²	0,068
Твердость:	
по Моосу	7
по Шору	100—110
Состав шихты для приготовления каменного литья, %:	
базальт	83,5
горнблендит	15,0
хромистый железняк	1,5

Расплавленная при температуре 1350—1400 °С шихта заливается в формы, последние помещаются в муфельные печи,

где происходит кристаллизация отлитых деталей при температуре 830—900° С.

Охлаждение производится в туннельных печах в течение 14—16 ч.

Срок службы футеровки из каменного литья (по данным Норильской обогатительной фабрики):

Питающие насадки	1 год
Песковые насадки	10—15 суток
Корпус гидроциклона	3 года
Крышка гидроциклона	1 год

Гидроциклоны из отбеленного чугуна служат около полугода. С увеличением крупности классифицируемых материалов срок службы чугунных деталей гидроциклонов уменьшается. Например, на обогатительной фабрике СУМЗ срок службы песковых насадок из серого чугуна, при изменении содержания класса —0,074 *мм* в питании от 85 до 35%, уменьшился в 2 раза (до 72 ч).

На тонких материалах (с содержанием 95% класса —0,074 *мм* и тоньше) износ деталей гидроциклонов незначителен.

Для футеровки песковых насадок в последнее время находят применение карбиды различных металлов, альфа-корунд и металлокерамические сплавы. Эти материалы обладают значительно большей износостойкостью, чем резина и каменное литье. Испытания песковых насадок, изготовленных из этих материалов, показали, что после 3000 ч работы изменений в диаметре песковых отверстий не наблюдалось.

Гидроциклоны применяются в настоящее время в качестве классифицирующих аппаратов на подавляющем большинстве обогатительных фабрик мира. В табл. 147 приведено несколько примеров работы классифицирующих гидроциклонов на обогатительных фабриках.

§ 73. Центрифуги

К числу классификаторов, осуществляющих процесс разделения материала по крупности с использованием центробежных сил, относятся осадительные центрифуги.

Для целей классификации применяются главным образом шнековые осадительные центрифуги. На рис. 206 показана центрифуга типа УЦМ.

Пульпа подаётся в центрифугу через пустотелый вал, по питающей трубе проходит во внутреннюю полость ротора, разбрасывается здесь центробежной силой инерции и через окна барабана проходит в рабочее пространство между наружным конусом и ротором. Здесь крупные частицы (пески) осаждаются на внутренней поверхности барабана, перемещаются к разгрузочному (узкому) концу машины спиралью и выбрасываются через окна в торцовой стенке барабана, а затем самотеком удаляются из машины по патрубку. Слив перемещается к большему основанию барабана, где проходит через окна торцовой стенки и попадает в разгрузочный патрубок. Уровень слива регулируется высотой порогов сливных окон.

Таблица 146

Состав каменного литья, приготовленного из базальта

Компоненты	Содержание, %
SiO_2	46—49
Al_2O_3	16—20
Fe_2O_3	15—16
CaO	8—10
MgO	4—9
K_2O	2—3

Размер граничного зерна при различных режимах работы центрифуги колеблется в широких пределах. При обработке угольных шламов он обычно равен 0,04—0,08 *мм*, а рудных пульп 0,005—0,03 *мм*. Влажность осадка 24—30% (на угле) [148]. Техническая характеристика шнековых осадительных центрифуг приведена в табл. 148.

В институте Механобр сконструирован и изготовлен опытный образец полупромышленной осадительной центрифуги непрерывного действия (бешнековой) (рис. 207) с разгрузкой осадка через гидроциклоны [116].

Ротор центрифуги имеет восемь карманов пирамидальной формы, заканчивающихся разгрузочными отверстиями. К каждому карману прикреплен гидроциклон.

В центре ротора имеется питающая воронка с распределительным конусом.

Основные параметры центрифуги Механобра с гидроциклонной разгрузкой

Внутренний радиус ротора, *мм*	700
Радиус сливного порога центрифуги, *мм*	400
Рабочая длина ротора, *мм*	400
Диаметр гидроциклонов, *мм*	30
Угол конусности гидроциклонов, *град*	40
Скорость вращения ротора, *об/мин*	1200
Производительность наибольшая, *м³/ч*	120
Крупность слива, *мкм*	20
Мощность электродвигателя, *квт*	40
Масса машины, *кг*	1560

Показатели работы гидроциклонов на некоторых

Параметры	Соколовско-Сарбайская фабрика	ЮГОК-1		
	II стадия измельчения в замкнутом цикле с мельницей	II стадия измельчения в замкнутом цикле с мельницей	доизмельчение промпродукта магнитной сепарации III стадии	II стадия измельчения в замкнутом цикле с мельницей
Руда				*Магнети*
Диаметр гидроциклона, *мм*	500	500	350	500
Количество гидроциклонов				
всего	120	96	120	72
в работе	60	48	80	48
в резерве	60	48	40	24
Форма и размеры питающего отверстия, *мм*	Прямоугольная 140×40		Прямоугольная 90×40	Прямоугольная 140×40
Эквивалентный диаметр питающего отверстия $d_п$, *мм*	84	84	68	84
Диаметр, *мм*:				
сливного патрубка d	110	110	70—85	110
песковой насадки Δ	45	60	40—45	60—70
Давление на входе в гидроциклон, *кгс/см²*	0,6 (до 1,4)	1,0	1,5—2,0	1,0—1,5
Питание				
Производительность на 1 гидроциклон:				
объемная, *л/мин*	1050	1360	1150	1630
по твердому, *т/ч*	32,0	55,2	30,0	73
Содержание, %:				
твердого	35—40	40—45	32,8	45—50
класса —0,074 *мм*	45,0	50,0	80,0	30—35
Слив				
Производительность на 1 гидроциклон:				
объемная, *л/мин*	837	860	920	1130
по твердому, *т/ч*	10,4	14,2	9,3	18,0
Выход слива по твердому (от операции), %	32,5	25,7	31,0	24,6
Содержание, %:				
твердого	18—23	23,0	15,0	20—25
класса —0,074 *мм*	86—88	85—88	94—95	75—80
Извлечение класса —0,074 *мм*, %	62,9	44,6	36,6	58,6
Эффективность классификации, %	55,4	38,0	28,0	50,4
Пески				
Производительность на 1 гидроциклон:				
объемная, *л/мин*	213	500	230	500
по твердому, *т/ч*	21,6	41,0	20,7	55,0
Содержание, %:				
твердого	75—78	70—76	66—72	75—80
класса —0,074 *мм*	25	35—38	70	14—18
Тип насоса	12ГР-8	8ГР-8М	8ГР-8	8ГР-8М
Количество гидроциклонов на 1 насос	6	3	4	3
Общая мощность электродвигателей, *квт*	441	85	—	85
Завод-изготовитель	УЗГО			

отечественных и зарубежных обогатительных фабриках

Таблица 147

ЮГОК-2	Зыряновская фабрика		Кентауская фабрика	
III стадия измельчения в замкнутом цикле с мельницей	I стадия измельчения — на сливе классификатора в замкнутом цикле с мельницей	доизмельчение хвостов I основной медно-свинцовой флотации — II стадия измельчения	II стадия измельчения — на сливе классификаторов в замкнутом цикле с мельницей	III стадия измельчения — на сливе классификаторов в замкнутом цикле с мельницей
товая	*Полиметаллическая и смешанная*	*Сульфидная*	*Сульфидно-свинцовая*	
350	500	500	350	350
96	—	—	—	—
64	—	—	—	—
32	—	—	—	—
Прямоугольная 90×25 и 90×40	Прямоугольная 140×40		Прямоугольная 90×40	Прямоугольная 90×40; 90×25
54; 68	84	84	68	54; 68
70	110	110	75	65
43—45	50	45	35	25
1,5—2,0	1,0—2,0	1,0—2,0	1,0	1,0
1250	1850	1790	740	666
47,6	145	105	31,0	14,9
35—40	71	60,5	48,0	30,0
45—50	39,6	50	45,0	75,0
910	1450	1270	530	613
10,1	100,0	55,0	14,4	10,5
21,3	69,0	52,5	46,0	70,5
13—17	66,0	49,6	32—35	22—26
90—95	49,1	73,6	75—80	95—96
41,5	85,5	77,3	79,2	89,4
38,5	27,5	49,7	60,5	75,6
340	400	520	210	53
37,5	45	50	16,6	4,4
65—70	84,5	80	70—75	65—70
35—40	20,7	25,6	15—20	25—30
8ГР-8М	6-НП	6-НП	8ГР-8М	10ГРУ-8Л
4	—	—	—	—
85	75	75	125	160

УЗГО

Параметры	Кировская	
	Производство	
	I стадия измельчения для контрольной классификации слива классификаторов	классификация грубого апатитового концентрата
Руда		*Апатито-*
Диаметр гидроциклона, *мм*	500	750
Количество гидроциклонов, шт.:		
всего	12	3
в работе	9	2
в резерве	3	1
Форма и размеры питающего отверстия, *мм*	Прямоугольная 140×56	Пря
Эквивалентный диаметр питающего отверстия $d_п$, *мм*	100	150
Диаметр, *мм*:		
сливного патрубка d	132	245
песковой насадки Δ	45	60—55
Давление на входе в гидроциклон, *кгс/см²*	0,5	0,7
Питание		
Производительность на 1 гидроциклон:		
объемная, *л/мин*	1360	4780
по твердому, *т/ч*	64,0	117,0
Содержание, %:		
твердого	55,0	32,0
класса —0,074 *мм*	36,9	45,9
Слив		
Производительность на 1 гидроциклон:		
объемная, *л/мин*	815	3965
по твердому, *т/ч*	26,8	55,5
Выход слива по твердому (от операции), %	42,0	47,5
Содержание, %:		
твердого	39,9	20,0
класса —0,074 *мм*	56,4	80,5
Извлечение класса —0,074 *мм*, %	64,4	83,6
Эффективность классификации, %	34,9	66,6
Пески		
Производительность на 1 гидроциклон:		
объемная, *л/мин*	545	815
по твердому, *т/ч*	37,2	61,5
Содержание, %:		
твердого	64,6	68,5
класса —0,074 *мм*	22,2	14,5
Тип насоса	От напорного бака	Апатит 10
Количество гидроциклонов на 1 насос, шт.	—	1
Общая мощность электродвигателей, *квт*	—	160
Завод-изготовитель	По чертежам института Механобр	

Продолжение табл. 147

фабрика		Эри (США)	Чукикамата (Чили)	
апатита				
доизмельчение грубого апатитового концентрата в замкнутом цикле с мельницей	нефелиновое производство: классификация исходного продукта	II стадия измельчения в замкнутом цикле с мельницей	в схеме измельчения для контрольной классификации слива классификатора	в цикле доизмельчения концентрата в замкнутом цикле с мельницей
нефелиновая		*Железная тонковкрапленная*	*Сульфидная*	
750	750	335	508	610
4	11	135	4	1
2	7	—	—	—
2	4	—	—	—
Моугольная 200×90		Круглое 31,7 см²	Круглое 135 см²	
150	150	63,5	132	132
200	245	89	190	152
75—80	75	82,5	82,5	76
1,4	0,8	1,4—1,75	0,35	1,0
5580	3750	1060	2800	2668
293,0	53,6	75,0	180	76,8
55,0	20,0	62,9	61,3	32,7
12,1	50,0	31 65	18,2	—
2660	3660	505	1180	2316
61.5	46,9	9,6	41,0	34,2
21,0	87,5	12,8	22,8	44,5
30,6	17,8	26,3	40,3	24,3
33,6	55,9	87,3	45,6	89,6
58,4	97,9	35,4	57,1	—
42,5	20,8	33,0	41,9	—
2920	90,0	555	1620	352
231,5	6,7	65,4	139,0	42,6
69,5	73,6	80,0	72,8	75,1
6,4	8,7	23,5	10.1	—
Апатит 10	НП-8	—	—	—
1	1	—	—	—
160	100	—	—	—
Днепропетровский завод горношахтного оборудования по чертежам УЗГО		—	—	—

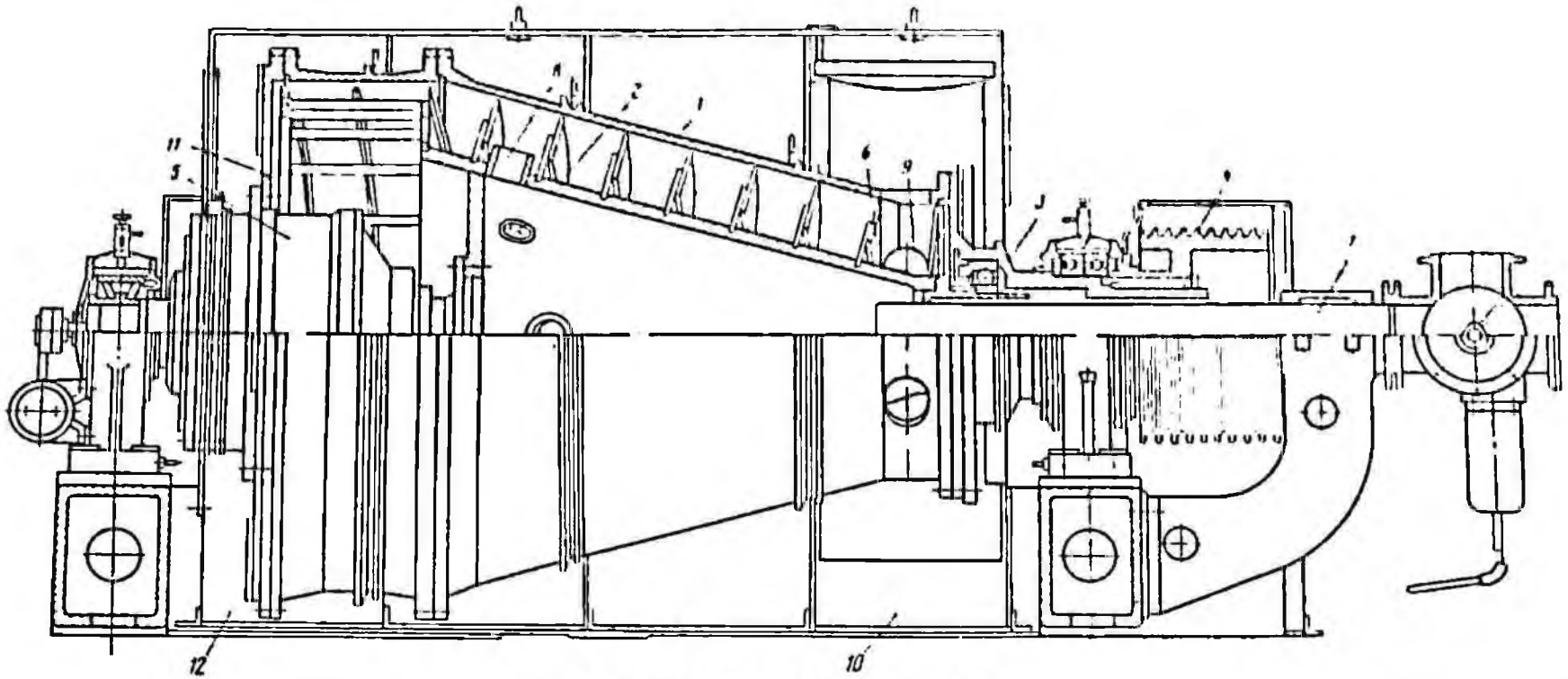


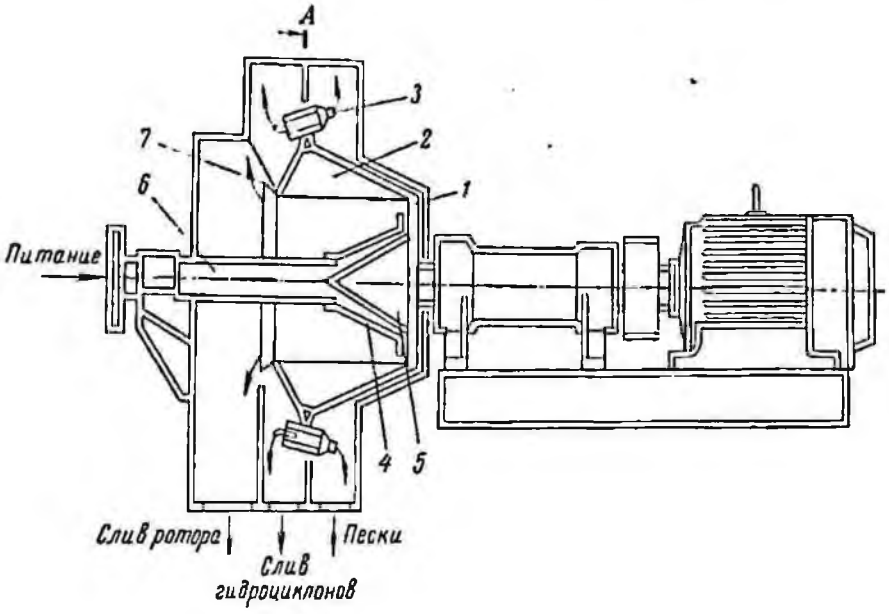
Рис. 206. Осадительная центрифуга:

1 и *2* — соответственно наружный и внутренний барабаны; *3* — вал; *4* — шкив; *5* — дифференциально-планетарный редуктор; *6* — коническая спираль (шнек); *7* — питающая труба; *8*, *9* и *11* — окна; *10*, *12* — разгрузочные патрубки

Основные параметры осадительных центрифуг

Таблица 148

Параметры	Тип		
	УЦМ-1	УЦМ-2А	УЦМ-3
Производительность:			
по пульпе, $м^3/ч$	160	300	450
по твердому, $т/ч$	25—30	60	100
Максимальный диаметр ротора, *мм*	1100	1350	1500
Угол наклона образующей конуса, *град*	10	15	15
Скорость вращения ротора, *об/мин*	900	700	730
Относительная скорость вращения шнека, *об/мин*	18	23	15,5
Предельная крупность слива, *мм*	0,06	0,04	0,065
Мощность электродвигателя, *квт*	85	155	310
Масса без электродвигателя, *кг*	7700	8000	15 100



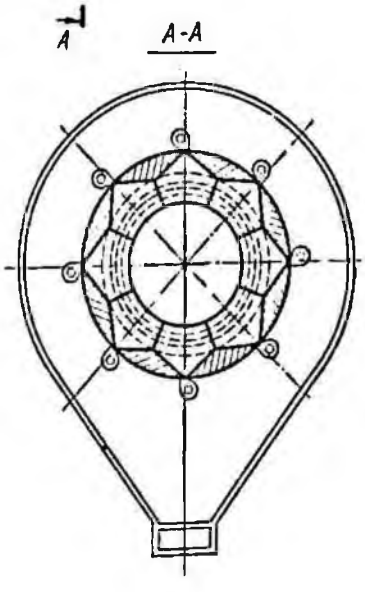


Рис. 207. Осадительная центрифуга непрерывного действия с разгрузкой осадка через гидроциклоны:

1 — ротор; *2* — карман; *3* — гидроциклон; *4* — питающая воронка; *5* — распределительный конус; *6* — питающая труба; *7* — порог

Таблица 149

Результаты классификации измельченного кварцевого песка на центрифуге НОГ-700

Скорость вращения ротора, об/мин	Продукт	Производительность		Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %	
					твердого	классов крупности, мм		классов крупности, мм	
		л/мин	кг/мин			−0,02	−0,01	−0,02	−0,01
1200	Слив:								
	ротора	314	22,1	14,5	6,7	99,4	91,1	31,4	40,7
	гидроциклонов	247	30,8	20,2	11,5	97,2	73,8	42,6	46,0
	Пески	136	99,2	65,3	54,4	18,4	6,6	26,0	13,3
	Исходный	697	152,1	100,0	19,2	46,0	32,4	100,0	100,0
1200	Слив:								
	ротора	840	64,2	24,1	7,3	98,9	87,0	46,2	59,6
	гидроциклонов	280	48,7	18,3	15,7	91,2	59,4	32,2	30,8
	Пески	145	153,2	57,6	62,0	19,4	5,9	21,6	9,6
	Исходный	1265	266,1	100,0	18,6	51,7	35,2	100,0	100,0

Исходная пульпа подается центробежным насосом по трубе на распределительный конус (конус вращается вместе с ротором) и разбрасывается центробежной силой в карманы ротора. Здесь происходит первичное разделение материала на тонкую фракцию, удаляющуюся через порог ротора (слив), и крупную (первичные пески), попадающую в гидроциклоны. В них происходит вторичное разделение на промежуточный продукт (слив гидроциклонов) и конечные пески. Результаты испытаний работы центрифуги приведены в табл. 149.

Испытаниям подвергался измельченный гравий, содержащий до 50% класса −0,02 мм.

Содержание твердого в песках гидроциклона 60%, эффективность классификации 60—75%.

С увеличением скорости вращения ротора объемная производительность центрифуги увеличивается [116].

РАЗДЕЛ IV

ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

Глава XVII

Конструкция мельниц

§ 74. Классификация размольного оборудования

Общая классификация дробильно-размольных машин приведена в табл. 39. Все мельницы разделены на две основные разновидности: аэродинамические, или струйные мельницы (без мелющих тел) и механические мельницы (с мелющими телами). Последние разделяются на четыре группы (см. рис. 83): барабанные, роликокольцевые, чашевые (или бегунные) и дисковые. На обогатительных фабриках применяются почти исключительно барабанные мельницы. Классификация барабанных мельниц приведена в табл. 150, а их схемы показаны на рис. 208.

Отдельные конструктивные типы барабанных мельниц всех подгрупп различаются по роду измельчающих тел, форме барабана, способу измельчения и способу разгрузки готового продукта.

В качестве измельчающей среды для барабанных мельниц применяется естественная галька, стальные шары, стержни и куски руды.

А. Вращающиеся барабанные мельницы (тихоходные)

Ш а р о в а я (и г а л е ч н а я) м е л ь н и ц а п е р и о д и ч е с к о г о д е й с т в и я (рис. 208, *а*) используется в керамической и химической промышленности для измельчения небольших порций материала; в обогатительной практике обычно применяется в качестве лабораторной.

В некоторых производствах во избежание загрязнения продукта металлом в качестве измельчающих тел применяют кремневую гальку (галечные мельницы) и фарфоровые (или из других материалов) шары.

Ш а р о в а я м е л ь н и ц а с п е р и ф е р и ч е с к о й р а з г р у з к о й (рис. 208, *б*) представляет собой агрегат, состоящий из шаровой мельницы для сухого измельчения и барабанного грохота (цилиндрического сита или решета), через отверстия которого просеивается готовый продукт измельчения. Используется преимущественно для измельчения вяжущих материалов (шамота, извести и др.).

Наибольшее распространение на обогатительных фабриках получили барабанные однокамерные шаровые мельницы непрерывного действия (рис. 208, *в*, *г*, *д*). Они загружаются через пустотелые цапфы. Различают три разновидности мельниц: с непосредственной центральной разгрузкой через цапфу, иначе — сливного типа (рис. 208, *в*), с решеткой (рис. 208, *г*) и с открытым концом (рис. 208, *д*).

Ш а р о в ы е м е л ь н и ц ы с ц е н т р а л ь н о й р а з г р у з к о й (рис. 208, *в*) характеризуются малой разностью уровней пульпы h_1 в загрузочном и разгрузочном концах барабана, вследствие чего осевое перемещение материала происходит сравнительно медленно и мельница выдает тонкий продукт.

В шаровых мельницах с р е ш е т к о й (рис. 208, *г*) измельченный продукт проходит через отверстия диафрагмы (решетки), а затем поднимается пульподъемниками (лифтерами) к центру пустотелой разгрузочной цапфы. Разность уровней h_2 значительно больше, чем h_1, поэтому скорость перемещения материала возрастает и продукт измельчения получается более грубым. Для увеличения пропускной способности мельницы с решеткой ее иногда выполняют без пульподъемника в виде мельницы с о т к р ы т ы м к о н ц о м; разгрузка происходит через диафрагму и далее непосредственно через открытый торец барабана (рис. 208, *д*).

В большинстве случаев шаровые мельницы всех трех типов работают в замкнутом цикле с классифицирующими устройствами.

О д н о к а м е р н ы е т р у б н ы е м е л ь н и ц ы (рис. 208, *е*) по принципу действия аналогичны мельницам с центральной разгрузкой, но барабан у них значительно большей длины (в 5—6 раз превышает диаметр), что позволяет получать более тонкий продукт без замыкания цикла.

В м н о г о к а м е р н ы х т р у б н ы х м е л ь н и ц а х (рис. 208, *ж*) материал размалывается в несколько стадий, проходя последовательно через камеры, разделенные решетчатыми диафрагмами. Для каждой камеры применительно к

Таблица 130

Классификация барабанных мельниц

Тип мельниц	Измельчающие тела	Форма барабана мельницы	Способ измельчения	Способ разгрузки готового продукта
А. Вращающиеся барабанные мельницы (тихоходные)				
1. Шаровая (и галечная) периодического действия (см. рис. 208, *а*)	Стальные или фарфоровые шары (или галя)	Короткий горизонтальный цилиндр	Сухой (для лабораторных—сухой и мокрый)	Периодическая (через люк)
2. Шаровая с периферической разгрузкой (см. рис. 208, *б*)	Стальные шары	То же	Сухой	Через цилиндрическое сито
3. Шаровая (и рудногалечная) с центральной разгрузкой (см. рис. 208, *в*)	Стальные шары (или рудная галя)	—»—	Сухой и мокрый	Центральная (непосредственно через цапфу)
4. Шаровая (и рудногалечная) с решеткой (см. рис. 208, *г*)	То же	—»—	Мокрый	Через решетку, а затем через цапфу
5. Шаровая с открытым концом (см. рис. 208, *д*)	Стальные шары	—»—	—»—	Через решетку (без цапфы)
6. Трубная однокамерная (см. рис. 208, *е*)	То же	Длинный горизонтальный цилиндр	Сухой	Центральная (через цапфу)
7. Трубная многокамерная (см. рис. 208, *ж*)	Шары и цилиндрические тела	То же	—»—	Между камерами—через решетку; из последней камеры—центральная
8. Коническая шаровая (см. рис. 208, *з*)	Стальные шары	Барабан конической формы	Мокрый	Центральная через цапфу
9. Стержневая с центральной разгрузкой (см. рис. 208, *и*)	Стальные стержни	Длинный горизонтальный цилиндр	—»—	Центральная через цапфу
10. Стержневая с периферической разгрузкой (см. рис. 208, *к*)	То же	То же	Сухой	Через окна в барабане
11. Мельница для сухого рудного самоизмельчения типа «Аэрофол» (см. рис. 208, *л*)	Крупные куски измельчаемой руды	Короткий горизонтальный цилиндр	Сухой (с замыканием на воздушный сепаратор)	Через цапфу
12. Мельница для мокрого рудного самоизмельчения (типа «Каскад») (см. рис. 208, *м*)	То же	То же	Мокрый	То же
13. Барабанная тихоходная роликовая (типа «Баркер») (см. рис. 208, *н*)	Массивный ролик	Длинный горизонтальный цилиндр	—»—	Через открытый конец
Б. Вибрационные барабанные мельницы (быстроходные)				
14. Вибрационная шаровая периодического и непрерывного действия	Стальные шары	Горизонтальный цилиндр	Сухой и мокрый	Периодическая (через люк) и непрерывная центральная (воздушным потоком)
15. Вибрационная стержневая непрерывного действия	Стальные стержни	Мульдообразная камера	То же	Периферическая (через решетку)
16. Вибрационная барабанно-роликовая периодического и непрерывного действия (см. рис. 208, *о*)	Массивный ролик	Горизонтальный цилиндр	—»—	Периодическая и непрерывная периферическая (через отверстия в цилиндре)
В. Центробежные барабанные мельницы (быстроходные)				
17. Центробежная многокамерная с неподвижным вертикальным барабаном (см. рис. 208, *п*)	Ролики	Вертикальный цилиндр	Сухой и мокрый	Непрерывная (через щель между диском и корпусом)

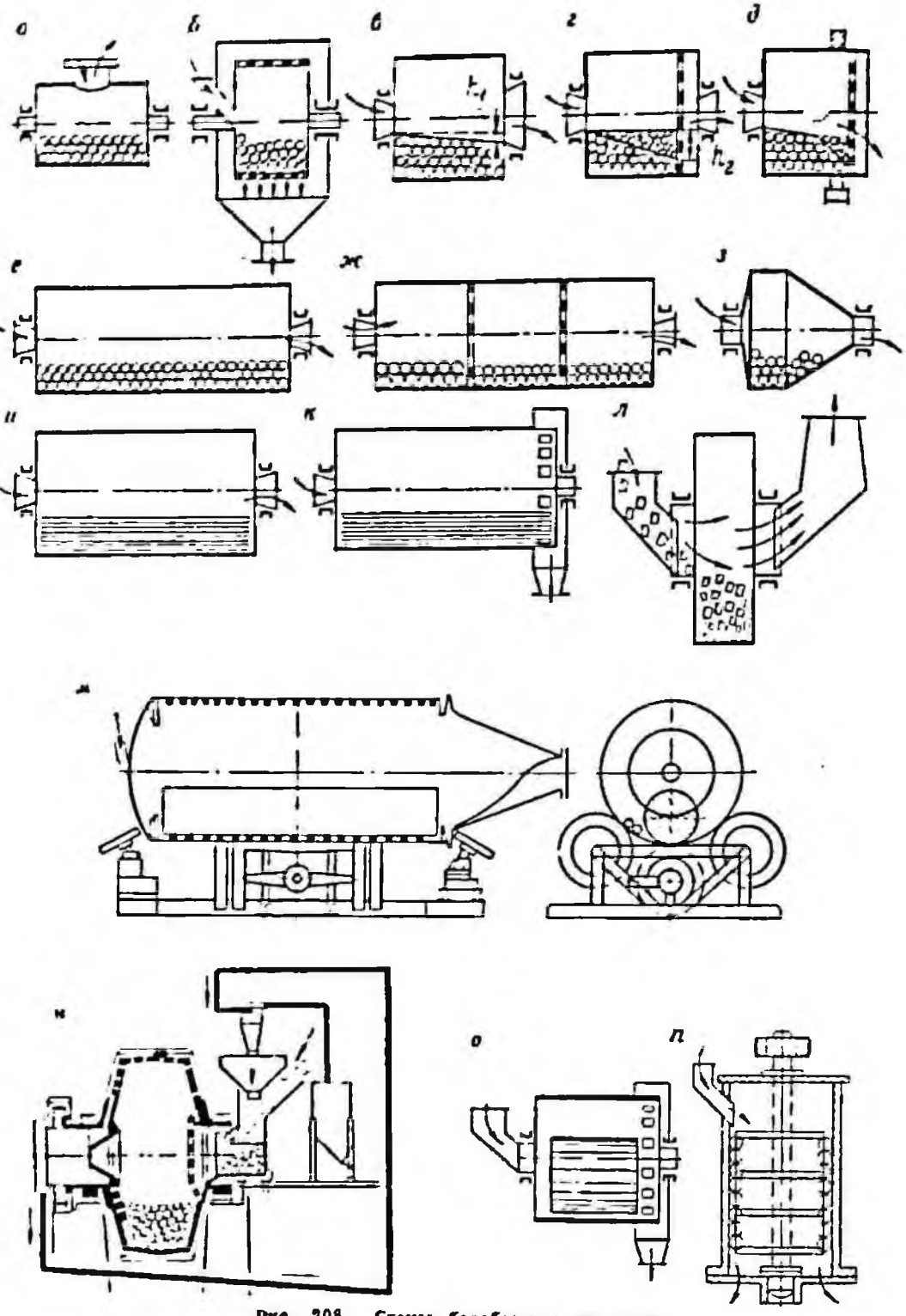


Рис. 208. Схемы барабанных мельниц:

а — шаровая (и галечная) периодического действия; *б* — шаровая с периферической разгрузкой; *в* — шаровая (рудногалечная) с центральной разгрузкой; *г* — шаровая (рудногалечная) с решеткой; *д* — шаровая с открытым концом; *е* — трубная однокамерная; *ж* — трубная многокамерная; *з* — коническая шаровая; *и* — стержневая с центральной разгрузкой; *к* — стержневая с периферической разгрузкой; *л* — бесшаровая для сухого рудного самоизмельчения (типа «Аэрофол»); *м* — бесшаровая для мокрого рудного самоизмельчения (типа «Каскад»); *н* — барабанная тихоходная роликовая мельница; *о* — вибрационная барабанно-роликовая с периферической разгрузкой; *п* — центробежная многокамерная с неподвижным вертикальным барабаном

постепенно уменьшающимся размерам кусков подбирают измельчающие тела различного размера: для первой — самые крупные шары, для последней — самые мелкие (взамен шаров часто применяют мелющие тела цилиндрической формы). Мельницы этого типа широко применяются в цементной промышленности, а также в глиноземном производстве (при сухом измельчении). На обогатительных фабриках трубные мельницы не применяются.

Конические шаровые мельницы (рис. 208, *з*) работают, как мельницы сливного типа. Здесь используется принцип естественной сегрегации шаров: вблизи загрузочной части концентрируются наиболее крупные шары, а мелкие перемещаются в коническую часть к разгрузочной цапфе. Конические мельницы в настоящее время не имеют широкого применения и не изготовляются отечественными заводами.

Стержневые мельницы. В стержневых мельницах в качестве измельчающих тел используются цилиндрические стержни. Стержневые барабанные мельницы изготовляются двух типов: с центральной разгрузкой (сливного типа) — для мокрого измельчения (рис. 208, *и*), и с периферической разгрузкой (через окна в барабане) — для сухого измельчения (рис. 208, *к*). Стержневые мельницы обычно работают в открытом цикле.

Мельницы самоизмельчения. На обогатительных фабриках получают распространение мельницы, в которых мелющими телами являются крупные куски самой руды, подлежащей измельчению. Такие мельницы самоизмельчения (или бесшаровые) применяются как при сухом, так и при мокром способе измельчения. При сухом измельчении мельницу соединяют в один агрегат с воздушным сепаратором (рис. 208, *л*). Мелкий продукт выносится из барабана струей засасываемого в барабан воздуха (система «Аэрофол»). При мокром измельчении (рис. 208, *м*) мельница работает в замкнутом цикле с классифицирующими аппаратами, чаще всего с гидроциклоном (система «Каскад»).

Барабаны рассматриваемых мельниц делаются короткими ($L \cong 0{,}3D$), но большого диаметра ($D = 6$ *м* и более). Мельницы принимают крупную руду (в кусках до 300 *мм* при $D = 6 \div 7$ *м* и в кусках до 600 *мм* при $D = 9 \div 11$ *м*) и выдают тонкоизмельченный продукт, заменяя одновременно дробилки среднего и мелкого дробления и обычные шаровые мельницы.

При режиме рудного самоизмельчения в мельницу загружают всю неклассифицированную руду, и измельчающими телами в этом случае служат как наиболее крупные куски, так и куски промежуточных классов. Самоизмельчению также подвергают руду после отделения от нее крупных классов, которые затем в определенной пропорции подгружают в качестве измельчающей среды.

Рудногалечные мельницы. При применении процесса самоизмельчения для II стадии измельчения измельчающими телами служат крупные классы, предварительно выделенные из самой руды (рудная галя). Такие мельницы называют рудногалечными. Выполняются они, как мельницы с решеткой и специальной футеровкой барабана. Для процесса рудногалечного измельчения также могут быть использованы и обычные мельницы с решеткой. При этом шары заменяют рудной галей (т. е. крупными классами, выделенными из дробленой руды или из бесшаровых мельниц I стадии). Преимущество рудногалечных мельниц — экономия дорогостоящих стальных шаров и бо́льшая избирательность измельчения; недостаток — снижение производительности.

В качестве измельчающей среды для барабанных мельниц могут быть применены более массивные тела — валки, диски или ролики большого диаметра, обкатывающиеся по внутренней поверхности барабана (тихоходная барабанная роликовая мельница типа «Баркер», рис. 208, *н*). В такой мельнице разрушение кусков происходит в основном раздавливанием (без ударов).

Б. Вибрационные барабанные мельницы (быстроходные)

Быстроходные вибрационные барабанные мельницы периодического и непрерывного действия изготовляют шаровые, стержневые и роликовые (см. табл. 150).

Барабан вибрационной мельницы (невращающийся) приводится в колебательное движение от дебалансного вибратора и заставляет перекатываться находящиеся в нем мелющие тела. В вибрационных мельницах непрерывного действия измельченный материал разгружается через окна в концевой части барабана (рис. 208, *о*).

В. Центробежные барабанные мельницы (быстроходные)

К типу центробежных относятся многокамерные мельницы с неподвижным вертикальным барабаном и вращающимся внутри него ротором — валом с водилами для роликов (рис. 208, *п*).

Обкатка роликов и раздавливание ими частиц материала происходит под действием центробежных сил инерции. Измельчение ведется последовательно в несколько стадий как сухим, так и мокрым способами.

Шаровые однокамерные мельницы мокрого измельчения с решеткой (рис. 208, *г*) применяют на рудообогатительных фабриках для размола мелкой дробленой руды (перед флотацией или перед магнитной сепарацией) до содержания 40—65% класса —0,075 *мм* в один прием. Иногда мельницы с решеткой применяют и для доизмельчения промежуточных продуктов на последующих стадиях обогащения, однако в этом случае предпочтительнее шаровые мельницы с центральной разгрузкой (рис. 208, *в*), выдающие тонкий материал (90—100% класса —0,074 *мм*).

Стержневые мельницы мокрого измельчения (рис. 208, *и*) находят применение на многих обогатительных фабриках в качестве мельниц I стадии при последовательном измельчении в два приема (для второго приема устанавливаются шаровые мельницы с решеткой или с центральной разгрузкой).

Стержневые мельницы с периферической разгрузкой (рис. 208, *к*) иногда применяют для сухого измельчения известняка на агломерационных фабриках.

Трубные мельницы однокамерные (см. рис. 208, *г*) и многокамерные большой длины (см. рис. 208, *ж*) используют преимущественно в цементной промышленности (для измельчения клинкера) и в глиноземном производстве (при помоле спека).

Рудногалечные мельницы и мельницы рудного самоизмельчения (рис. 208, *л*, *м*) в последнее время стали широко применять на ряде отечественных и зарубежных фабрик.

Вибрационные шаровые мельницы небольших размеров используют для сверхтонкого измельчения на предприятиях промышленности строительных материалов и на химических заводах; вибрационные роликовые (см. рис. 208, *о*) — в лабораториях.

Опытные образцы центробежных многокамерных мельниц (рис. 208, *п*) проходят испытания на фабриках СССР.

В последнее время делаются попытки использовать для измельчения руд аэродинамические (струйные) мельницы.

Ролико-кольцевые и чашевые мельницы (см. рис. 83) в настоящее время вышли из употребления на обогатительных фабриках.

§ 75. Барабанные мельницы для мокрого измельчения

Шаровая мельница с решеткой (рис. 209) представляет собой горизонтальный вращающийся цилиндрический барабан с улитковым питателем, внутренним разгрузочным устройством (диафрагма, лифтеры, полая цапфа) и приводным механизмом.

Барабан мельницы приводится во вращение через зубчатую передачу.

Передача вращения от электродвигателя к приводному валу малых мельниц осуществляется через редуктор (рис. 210, *а*), в мельницах больших размеров тихоходный электродвигатель присоединяется к приводному валу непосредственно через эластичную муфту (рис. 210, *б*).

Для разгрузки изношенных шаров и для осмотра мельницы служат люки.

В размерном ряду по ГОСТ 10141—62 предусматривалось 12 типоразмеров шаровых мельниц с решеткой (МШР) (табл. 151), а по ГОСТ 10141—69 14 типоразмеров (табл. 152).

Номинальные размеры мельницы определяются внутренним диаметром барабана D_0 и его длиной L, считая от загрузочного торца до решетки (без учета толщины футеровки) (см. рис. 209). Например, мельница с решеткой, имеющая номинальный диаметр барабана $D_0 = 3200$ *мм* и длину $L = 3100$ *мм*, сокращенно обозначается: МШР-32-31 (ГОСТ 10141—62) и МШР-3200 × 3100 (ГОСТ 10141—69).

Вес шаровой загрузки зависит от принятого заполнения мельницы шарами φ (%) и от насыпного веса шаров $\gamma_ш$ ($т/м^3$). Заполнение φ равно отношению объема, занятого шарами, к рабочему объему барабана. Вес шаровой загрузки $G_ш$ определяется по формуле

$$G_ш = \frac{\varphi}{100} V \gamma_ш, \ т, \qquad (325)$$

где V — рабочий объем барабана мельницы, $м^3$.

В табл. 151 приведен вес шаров, подсчитанный для расчетного (наименьшего) объема V при заполнении $\varphi = 45\%$ и насыпном весе шаров $\gamma_ш = 4{,}6$ $т/м^3$, а в табл. 152 при $\varphi = 50\%$.

В технических характеристиках некоторых заводов-изготовителей указывается вес шаров, отличающийся от приведенного в табл. 151 в связи с отклонением заполнения от 45—50%.

Мощность электродвигателя $N_{дв}$ зависит от шаровой загрузки и от скорости вращения барабана. Относительная угловая скорость вращения ψ выражается в процентах от условной критической скорости $n_{кр}$, определяемой по формуле

$$n_{кр} = \frac{42{,}3}{\sqrt{D}}, \ об/мин, \qquad (326)$$

где D — диаметр барабана в свету (с учетом толщины футеровочных плит), *м*.

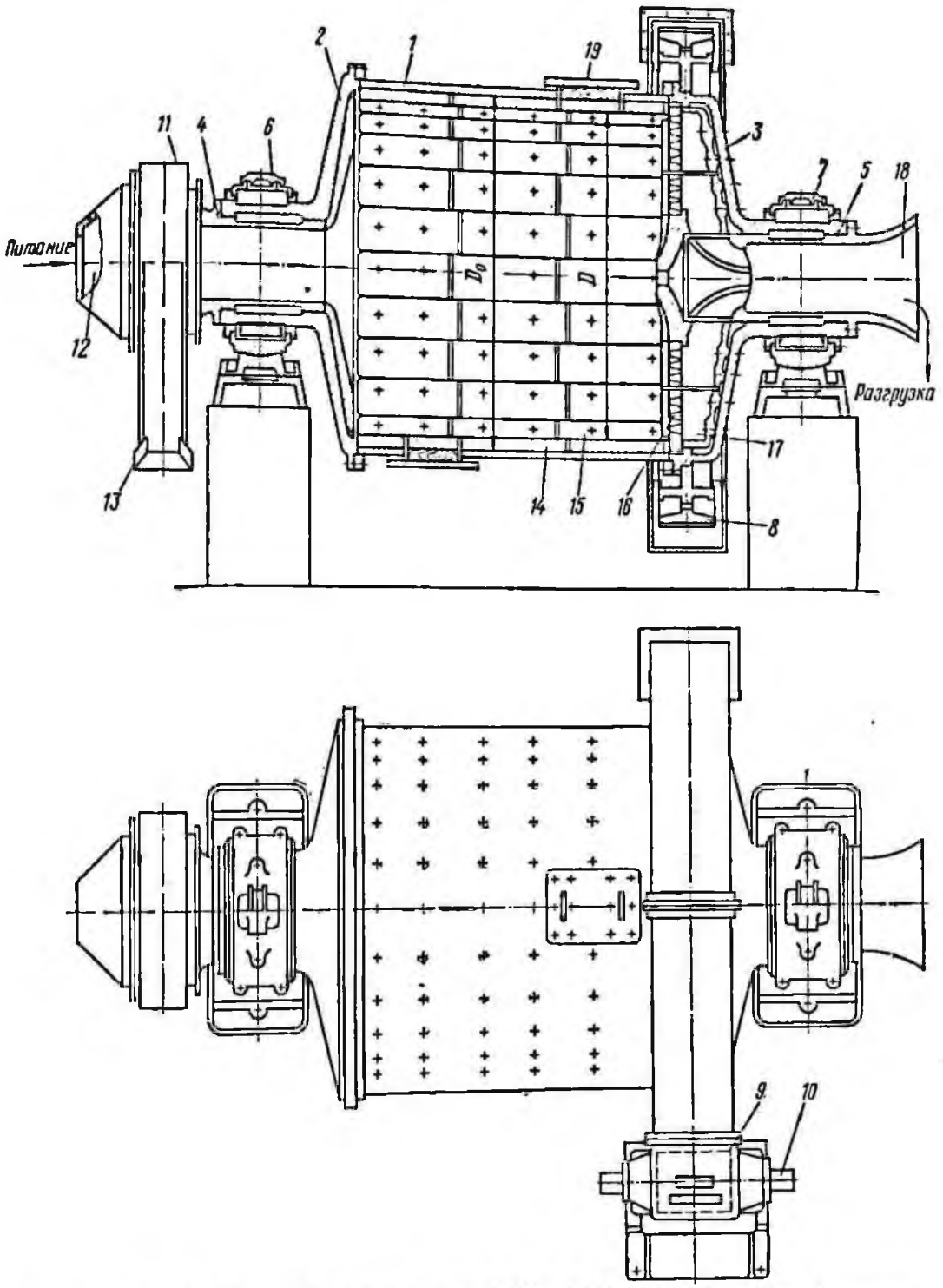


Рис. 209. Шаровая мельница с решеткой (МШР) для мокрого измельчения:

1 — барабан; *2*, *3* — торцовые крышки; *4*, *5* — пустотелые цапфы; *6*, *7* — коренные подшипники; *8* — зубчатый венец; *9* — шестерня; *10* — приводной вал; *11* — комбинированный питатель; *12* — центральное отверстие питателя; *13* — козырек черпака; *14* — футеровочные броневые плиты; *15* — болты футеровки; *16* — решетка; *17* — лифтеры; *18* — горловина разгрузочной цапфы; *19* — люки

Таблица 151

Основные параметры шаровых мельниц с решеткой для мокрого измельчения по ГОСТ 10141—62

Параметры	Тип мельницы											
	МШР-9-9	МШР-12-12	МШР-15-16 [2]	МШР-21-15	МШР-21-22	МШР-27-21	МШР-27-27	МШР-32-31	МШР-36-40	МШР-36-45	МШР-40-50	МШР-45-50
Внутренний диаметр барабана (без футеровки) D_0, *мм*	900	1200	1500	2100	2100	2700	2700	3200	3600	3600	4000	4500
Длина барабана L, *мм*	900	1200	1600	1500	2200	2100	2700	3100	4000	4500	5000	5000
Расчетный (наименьший) рабочий объем (при новой футеровке)[1] V, *м*³	0,45	1,12	2,24	4,3	6,3	10,4	13,2	22,0	35,5	45	55	70
Скорость вращения барабана n, *об/мин*, не менее	40,0	35,0	30,0	24,4	24,4	21,0	21,0	19,8	18,0	18,0	17,4	16,5
Радиус черпака питателя [2], *мм*	715	1140	1400	1500	1500	1800	1800	2000	2400	2400	3000	3000
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*, не более	13	30	55	130	100	300	380	630	1000	1250	1600	—
Масса, m:												
мельницы с редуктором (без электрооборудования и без шаров), не более	6,7	13	25	41	44	72	76	98	154	180	220	254
шаров [3] (при $\varphi=45\%$ и $\gamma_ш=4{,}6$ *т/м*³) $G_ш$, *т*	0,9	2,3	4,6	9,0	13	21	27	45	74	93	116	147

[1] Расчетный (наименьший) рабочий объем V определен при толщине футеровки 50 *мм* для мельниц МШР-9-9 и МШР-12-12; при 75 *мм*—для мельницы МШР-15-16; при 100 *мм*—для мельниц от МШР-21-15 до МШР-32-31 и 120 *мм*—для остальных.
[2] ГОСТом не нормируется.

Таблица 152

Основные параметры шаровых мельниц с решеткой (МШР) для мокрого измельчения по ГОСТ 10141—69

Параметры	Тип мельницы													
	МШР-900×900	МШР-1200×1200	МШР-1500×1600	МШР-2100×1500	МШР-2100×2200	МШР-2100×3000	МШР-2700×2100	МШР-2700×2700	МШР-2700×3600	МШР-3200×3100	МШР-3600×4000	МШР-3600×5000	МШР-4000×5000	МШР-4500×5000
Внутренний диаметр барабана (без футеровки) D_0, *мм*	900	1200	1500	2100	2100	2100	2700	2700	2700	3200	3600	3600	4000	4500
Длина барабана L, *мм*	900	1200	1600	1500	2200	3000	2100	2700	3600	3100	4000	5000	5000	5000
Номинальный рабочий объем барабана V (предел отклонения ±5%), *м*³	0,45	1,0	2,2	4,3	6,3	8,5	10,0	13,0	17,5	22,0	35,5	45,0	55,0	70,0
Относительная скорость вращения барабана ψ	От 75 до 86% от критической скорости													
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*, не более	15	30	55	132	100	200	315	315	400	630	1000	1250	2000	2500
Масса, m:														
мельницы с редуктором (без электрооборудования и устройств для борьбы с шумом мелящих тел), не более	5,3	10,5	16,5	36,0	43,0	48,0	67,0	71,0	80,0	97,0	155,0	165,0	250,0	264,0
шаровой загрузки (максимальный при $\varphi=50\%$ и $\gamma_ш=4{,}6$ *т/м*³) $G_ш$, *т*	1,0	2,2	4,8	10,0	15,0	20,0	24,0	31,0	42,0	52,0	82,0	100,0	120,0	150,0

Примечания. 1. За номинальный рабочий объем мельниц принимается объем при новой футеровке, толщина которой принята: для мельниц диаметром 0,9 *м*—70 *мм*; диаметром от 1,2 до 2,1 *м*—100 *мм*; диаметром от 2,7 до 3,6 *м*—120 *мм*; диаметром от 4,0 до 4,5 *м*—140 *мм*.
2. Скорость вращения барабана (в процентах от критической) назначается по требованию заказчика, но с учетом мощности электродвигателя и фактической массы шаровой загрузки.
3. Часовая производительность улиткового (комбинированного) питателя определяется из условия способности пропуска 6 *м*³/*ч* твердого на 1 *м*³ рабочего объема мельницы.

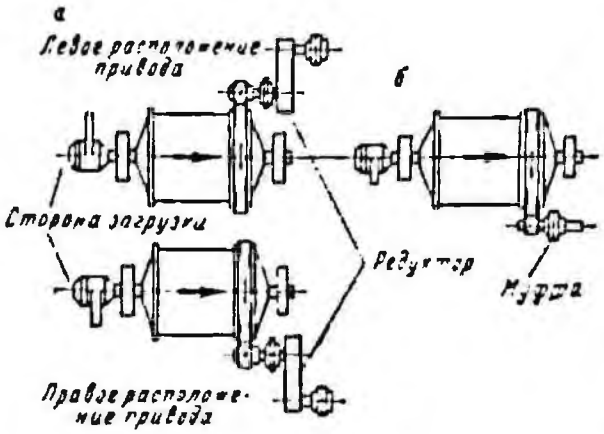


Рис. 210. Привод мельницы МШР:
а — через редуктор; *б* — безредукторный

Относительная угловая скорость

$$\psi = 100\frac{n}{n_{кр}}, \%, \qquad (327)$$

где n — фактическая скорость вращения барабана, *об/мин*.

Если принимать (см. табл. 151) $\psi \cong$ $\cong$ 80%, то мощность электродвигателя $N_{дв}$ (приведенная в той же таблице) может быть определена из условия, что удельная мощность составляет приблизительно 28 ± 1 *квт* на 1 $м^3$ расчетного объема барабана.

В табл. 152 приведены основные параметры по новому ГОСТ 10141—69 на мельницы МШР. По сравнению со старым ГОСТом в нем увеличено количество типоразмеров; скорость вращения не нормируется (выбор скорости предоставляется заказчику); максимальный вес шаров $G_ш$ соответствует заполнению $\varphi = 50\%$, считая от расчетного (наименьшего) объема. Параметры по новому ГОСТу практически совпадают с принятыми в технических характеристиках заводов-изготовителей.

В **шаровых мельницах с центральной разгрузкой** (рис. 211) пульпа разгружается непосредственно через разгрузочную цапфу. Поэтому мельница с центральной разгрузкой характеризуется высоким уровнем пульпы (см. рис. 208, *в*), что обусловливает меньшую скорость ее движения и более тонкий помол. Горловина разгрузочной цапфы имеет спираль, возвращающую в рабочее пространство случайно попавшие в полость цапфы шары. В остальном конструкция ее аналогична мельнице с решеткой.

Основные параметры мельниц (МШЦ) по ГОСТ 10141—62 приведены в табл. 153, а по ГОСТ 10141—69 — в табл. 154. Номинальные размеры — внутренний диаметр барабана (без футеровки) D_0 и длина L, равная расстоянию между торцовыми крышками (см. рис. 211). Сокращенное обозначение мельницы для мокрого измельчения с центральной разгрузкой, например имеющей барабан диаметром $D_0 = 1500$ *мм* и длиной $L =$ $= 3100$ *мм*: МШЦ-15-31 (ГОСТ 10141—62) и МШЦ-1500 × 3100 (ГОСТ 10141—69).

Стержневая мельница (рис. 212) состоит из горизонтального цилиндрического вращающегося барабана, загрузочного устройства в виде комбинированного улиткового питателя и приводного механизма.

Конструктивным отличием стержневых мельниц от шаровых с центральной разгрузкой является увеличенный диаметр загрузочной и разгрузочной горловин, рассчитанных на пропуск большего, чем в шаровых мельницах, количества материала в единицу времени.

Обычно стержни на 25—30 *мм* короче барабана; диаметр их 40—125 *мм*. Как правило, свободный полет стержней не допускается, они должны перемещаться лишь путем перекатывания. Поэтому скорость вращения стержневых мельниц уменьшают по сравнению с шаровыми примерно на 25% *.

Стержневые мельницы применяют для грубого измельчения — примерно до 30% класса —0,075 *мм* (I стадия измельчения). Продукт стержневых мельниц по сравнению с продуктом шаровых имеет менее вогнутую характеристику крупности. Стержни, раздвинутые кусками руды, выполняют роль колосников грохота: через щели проходят мелкие частицы, в то время как более крупные куски задерживаются стержнями, медленно подвергаясь разрушению. Кроме того, в стержневой мельнице наблюдается меньшее истирание руды. Поэтому в продукте измельчения преобладают средние классы, отсутствуют крупные недоизмельченные куски и имеется сравнительно мало мелочи.

Размерным рядом ГОСТ 10141—62 предусмотрено девять типоразмеров стержневых мельниц с центральной разгрузкой — МСЦ (табл. 155).

В табл. 156 приведены основные параметры стержневых мельниц по ГОСТ 10141—69.

Сокращенное обозначение стержневой мельницы, например имеющей барабан диаметром $D_0 = 2100$ *мм* и длиной $L =$ $= 3000$ *мм*: МСЦ-21-30 (ГОСТ 10141—62) и МСЦ-2100 × 3000 (ГОСТ 10141—69).

* На некоторых фабриках (Оленегорская и др.) стержневые мельницы переведены на большую скорость вращения — до 80% критической [18].

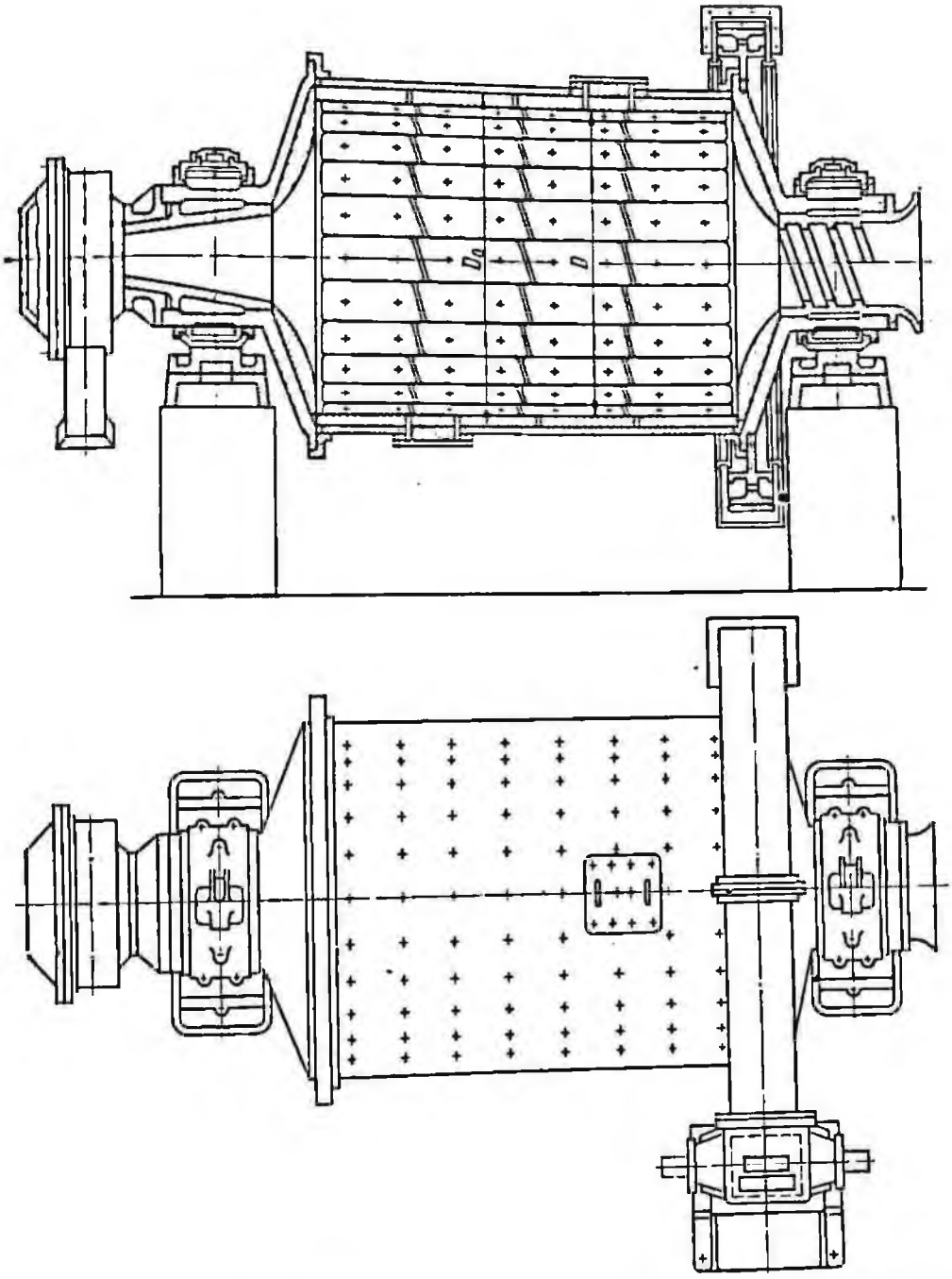


Рис. 211. Шаровая мельница с центральной разгрузкой (МШЦ) для мокрого измельчения

Таблица 153

Основные параметры шаровых мельниц с центральной разгрузкой для мокрого измельчения по ГОСТ 10141—62

Параметры	Тип мельницы								
	МШЦ-9-18	МШЦ-12-24	МШЦ-15-31	МШЦ-21-30	МШЦ-27-36	МШЦ-32-45	МШЦ-36-55	МШЦ-40-55	МШЦ-45-60
Внутренний диаметр барабана (без футеровки) $D_в$, *мм*	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600	4000	4500
Длина L, *мм*	1800	2400	3100	3000	3600	4500	5500	5500	6000
Расчетный (наименьший) рабочий объем (при новой футеровке) [1] V, *м*³ . . .	0,9	2,3	4,5	9	17,5	32	49	61	85
Скорость вращения барабана n, *об/мин*, не менее . .	42	35	30	24	21	19,8	18,2	17,4	16
Радиус черпака питателя [2], *мм*	900	1140	1400	1600	1800	2000	2400	2400	[2600
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*, не более . . .	22	55	100	200	400	800	1250	1600	—
Масса мельницы с редуктором (без электрооборудования и шаров), m, не более . .	8	16	20	50	85	145	170	205	—

[1] Расчетный (наименьший) рабочий объем V определен при толщине футеровки 50 *мм* для мельниц МШЦ-9-18 и МШЦ-12-24; при 75 *мм*—для мельниц МШЦ-15-31; при 100 *мм*—для мельниц МШЦ-21-30 до МШЦ-32-45 и 120 *мм* для остальных.

[2] ГОСТом не нормируется.

Мельницы для **мокрого рудного самоизмельчения** получили название **каскадных**.

На рис. 213 показан разрез мельницы ММС-70-23 для мокрого рудного самоизмельчения с разгрузкой через решетку Сызранского завода тяжелого машиностроения (СЗТМ).

Основные параметры мельницы для мокрого рудного самоизмельчения ММС-70-23 (СЗТМ):

Размеры барабана (в свету) $D_0 \times L$, *мм*	7000×2300
Номинальный рабочий объем V, *м*³	80
Скорость вращения барабана n, *об/мин*	13
Крупность загружаемой руды, *мм*	до 400
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*	1000
Масса мельницы, m	423

Футеровка барабана мельницы — ребристая с приливами в форме полочек (уголков), предназначенных для захвата и подъема крупных кусков руды. Загрузочная горловина снабжена податочной спиралью, разгрузочная — спиралью для возврата галл.

Конструкция предусматривает возможность перехода на центральную разгрузку путем удаления диафрагмы (решетки) и установки секций дополнительной футеровки.

Испытания аналогичной опытной мельницы МБ-70-22 производились на обогатительной фабрике НКГОКа [149, 150].

Для **сухого** самоизмельчения применяют мельницы типа «Аэрофол» (см. табл. 158).

Для работы в **рудногалечном режиме** применяют мельницы специальных конструкций (например, МГР-4000×7500 и МШРГУ-4500×6000), а также переоборудованные шаровые с решеткой. Исходная дробленая руда рассортировывается на три класса: крупный (используемый в качестве измельчающей среды), средний («критический»), выводимый из процесса, и мелкий, подлежащий измельчению. Средний класс используется затем как рудная галя на следующей стадии измельчения или направляется в дробилку. В некоторых случаях средний класс выделяется не из питания, а из разгрузки мельницы I стадии.

Основные параметры шаровых мельниц с центральной разгрузкой для мокрого измельчения по ГОСТ 10141—69

Таблица 154

Параметры	Тип мельницы								
	МШЦ-900×1800	МШЦ-1200×2100	МШЦ-1500×3000	МШЦ-2100×3000	МШЦ-2700×3600	МШЦ-3200×4500	МШЦ-3600×5500	МШЦ-4000×5500	МШЦ-4500×6000
Внутренний диаметр барабана (без футеровки) D_0, *мм*	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600	4000	4500
Длина барабана L, *мм* . .	1800	2400	3000	3000	3600	4500	5500	5500	6000
Номинальный рабочий объем барабана V (предел отклонения ±5%), *м*³	0,9	2,0	4,0	8,5	17,5	32,0	49,0	60,0	84,0
Относительная скорость вращения барабана ψ . . .	От 60 до 86% от критической скорости								
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*, не более . . .	22	45	110	200	400	800	1250	2000	2500
Масса, m:									
мельницы с редуктором (без электрооборудования, устройств для борьбы с шумом и мелющих тел), не более	5,2	14	23,0	50,0	81,0	140,0	170,0	241,0	276,0
шаровой загрузки (максимальный при φ = =42% и $\gamma_ш = 4{,}6\ т/м^3$) $G_ш$, *т*	1,7	3,8	7,7	16,5	34,0	61,0	94,0	115,0	164,0

Примечания.

1. За номинальный рабочий объем мельницы принимается объем при новой футеровке, толщина которой принята: для мельниц диаметром 0,9 *м*—75 *мм*; диаметром от 1,2 до 2,1 *м*—100 *мм*; диаметром от 2,7 до 3,6 *м*—120 *мм*; диаметром от 4 до 4,5 *м*—140 *мм*.
2. Скорость вращения барабана (в процентах от критической) назначается по требованию заказчика, но с учетом мощности электродвигателя и фактической массы шаровой загрузки.
3. Часовая производительность улиткового комбинированного питателя определяется из условия способности пропуска не менее 6 *м*³/*ч* твердого на 1 *м*³ рабочего объема мельницы.

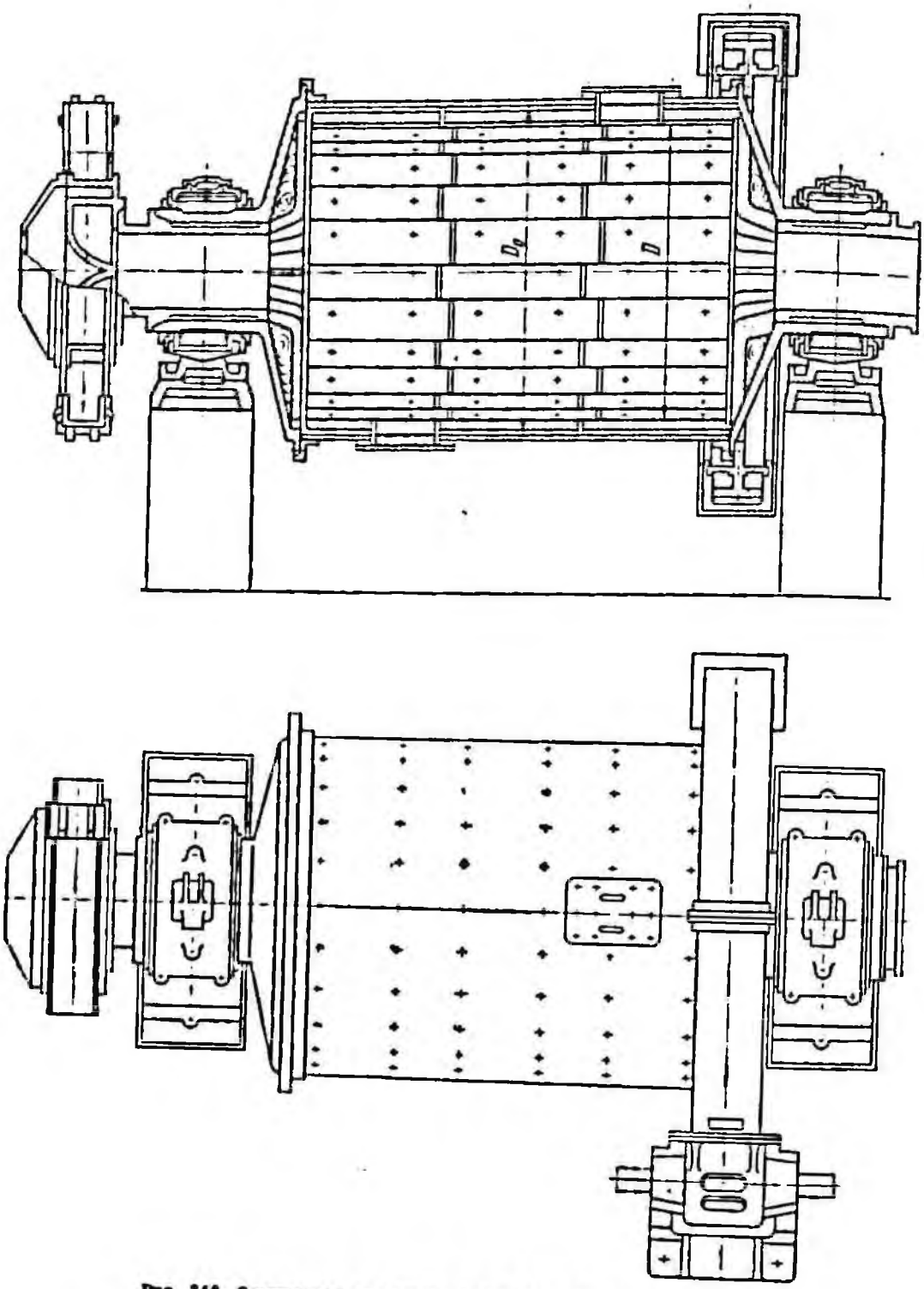


Рис. 212. Стержневая мельница МСЦ для мокрого измельчения

Таблица 155

Основные параметры стержневых мельниц для мокрого измельчения по ГОСТ 10141—62

Параметры	Тип мельницы								
	МСЦ-9-18	МСЦ-12-24	МСЦ-15-31	МСЦ-21-30	МСЦ-27-30	МСЦ-32-45	МСЦ-36-55	МСЦ-40-55	МСЦ-45-60
Внутренний диаметр (без футеровки) $D_в$, *мм*	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600	4000	4500
Длина барабана L, *мм*	1800	2400	3100	3000	3600	4500	5500	5500	6000
Расчетный (наименьший) рабочий объем [1] (при новой футеровке) V, *м*³	0,9	2,3	4,5	8,6	17,5	32,0	49,0	61,0	85,0
Скорость вращения барабана n, *об/мин*, не менее	33	28	25	16,5	15,6	14,6	13,6	12,9	12,5
Радиус черпака питателя [2], *мм*	875	1140	1400	1500	1800	2000	2400	2400	2000
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*, не более	22	55	100	200	400	800	1250	1600	— [2]
Масса, *т*:									
мельницы с редуктором (без электрооборудования и стержней) не более	8	16	20	50	85	145	170	205	— [2]
стержней (при $\varphi=35\%$ и $\gamma_c=6{,}6$ *т/м*³) G_c^2, *т*	2,1	5,3	10,3	20,0	40	74	113	140	165

[1] Расчетный (наименьший) рабочий объем V определен при толщине футеровки 50 *мм* для мельниц МСЦ-9-18 и МСЦ-12-24; при 75 *мм*—для МСЦ-15-31; при 100 *мм*—для МСЦ-21-30, МСЦ-27-36 и МСЦ-32-45 и при 120 *мм*—для остальных.

[2] ГОСТом не нормируется.

Таблица 156

Основные параметры стержневых мельниц для мокрого измельчения по ГОСТ 10141—69

Параметры	Тип мельницы								
	МСЦ-900×1800	МСЦ-1200×2400	МСЦ-1500×3000	МСЦ-2100×3000	МСЦ-2700×3600	МСЦ-3200×4500	МСЦ-3600×5500	МСЦ-4000×5500	МСЦ-4500×6000
Внутренний диаметр барабана (без футеровки) $D_в$, *мм*	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600	4000	4500
Длина барабана L, *мм*	1800	2400	3000	3000	3600	4500	5500	5500	6000
Номинальный расчетный рабочий объем барабана (предел отклонения ±5%) V, *м*³	0,9	2,0	4,0	8,5	17,5	32,0	49,0	60,0	84
Относительная скорость вращения барабана ψ	От 60 до 72% критической скорости								
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт*, не более	22	45	10	200	400	800	1250	2000	2500
Масса, *т*:									
мельницы с редуктором (без электрооборудования, устройств для борьбы с шумом и мелющих тел), не более	5,2	14,0	23,0	50,0	81,0	140,0	170,0	241,0	276,0
стержневой загрузки (максимальный при $\varphi=40\%$ и $\gamma=6{,}6$ *т/м*³) G_c, *т*	2,3	5,2	10,5	22,0	45,5	83,0	127,0	150,0	220,0

Примечания.

1. За расчетный (наименьший) рабочий объем V мельницы принимается объем при новой футеровке, толщина которой принята: для мельниц диаметром 0,9 *м* —70 *мм*; диаметром от 1,2 до 2,1 *м*—100 *мм*; диаметром от 2,7 до 3,6 *м*—120 *мм*; диаметром от 4,0 до 4,5 *м*—140 *мм*.

2. Скорость вращения барабана (в процентах от критической) назначается по требованию заказчика, но с учетом мощности электродвигателя и фактической массы стержневой загрузки.

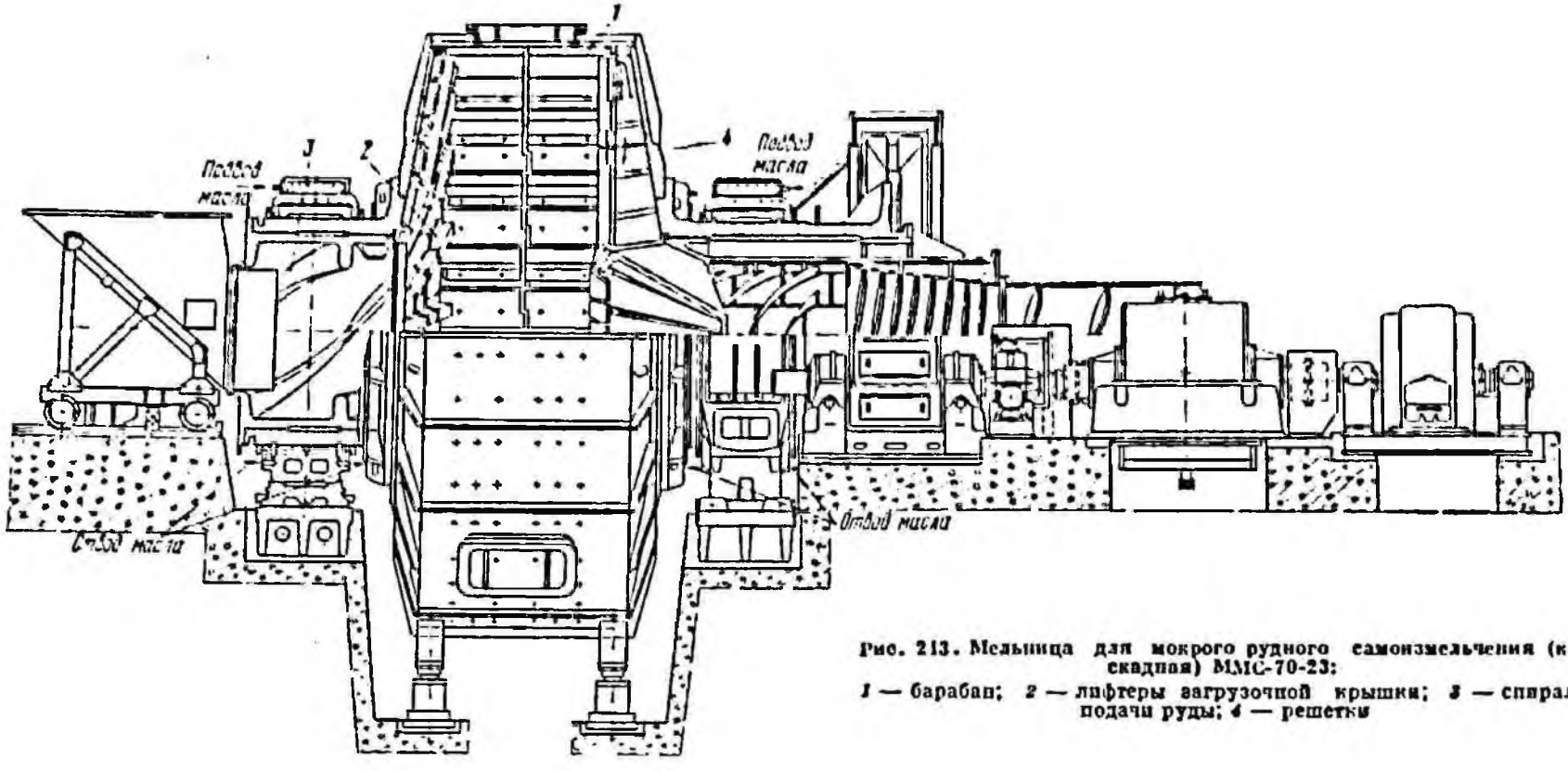


Рис. 213. Мельница для мокрого рудного самоизмельчения (каскадная) ММС-70-23:

1 — барабан; *2* — лифтеры загрузочной крышки; *3* — спираль подачи руды; *4* — решетка

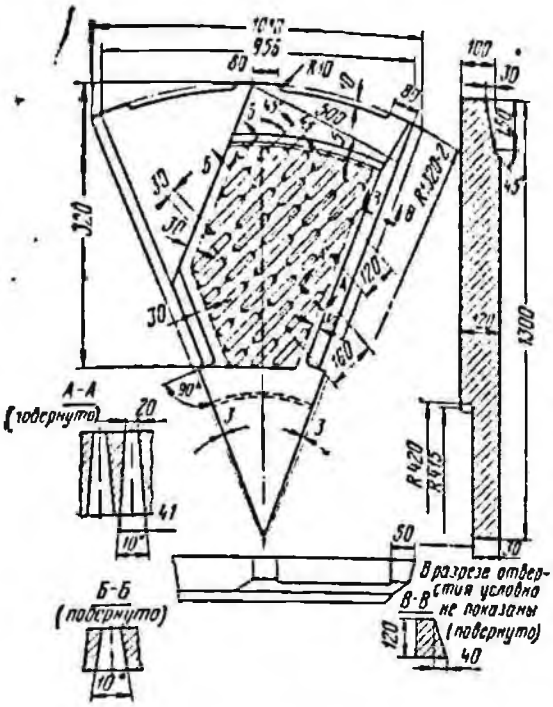


Рис. 214. Конструкция решетки шаровой мельницы, переоборудованной в рудногалечную

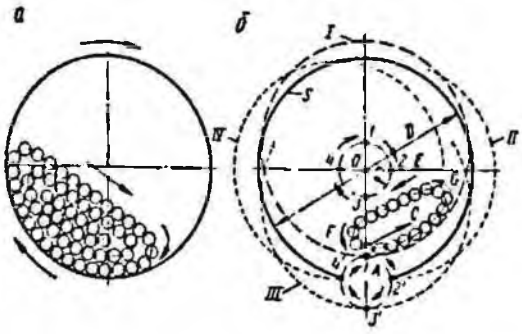


Рис. 215. Циркуляция шаров в мельницах:
а — во вращающемся барабане; *б* — в вибрирующем барабане

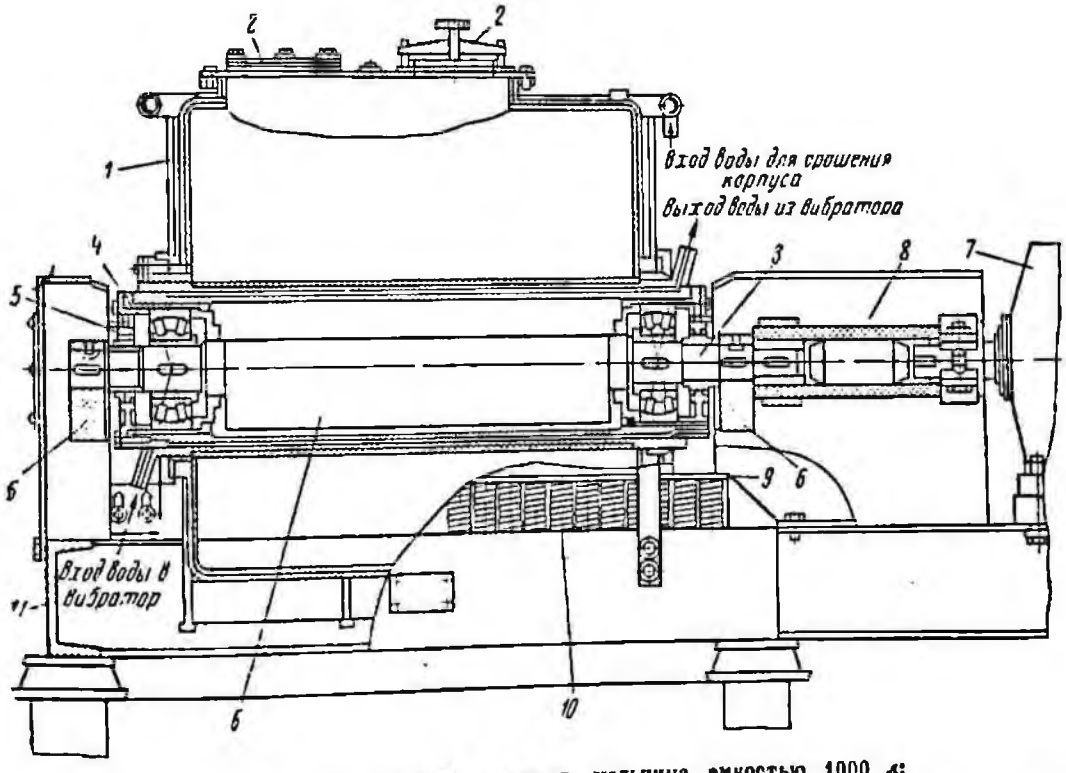


Рис. 216. Вибрационная шаровая мельница емкостью 1000 *л*:
1 — корпус; *2* — люк; *3* — рабочий вал; *4, 5* — подшипники; *6* — дебалансные грузы; *7* — электродвигатель; *8* — муфта; *9* — кронштейны корпуса; *10* — пружинные опоры; *11* — станина

Обычная шаровая мельница может быть превращена в рудногалечную при замене шаров на рудную галю, которая выделяется из руды в дробильном отделении или получается из каскадной мельницы, работающей в I стадии.

При переводе шаровой мельницы на режим рудногалечного измельчения обычно требуется установка новых решеток. Пример конструкции решетки переоборудованной мельницы 3200 × 3100 мм показан на рис. 214.

После замены шаров рудной галей для привода мельницы возможна установка электродвигателя меньшей мощности благодаря меньшему весу измельчающей среды. Испытания показали, что производительность мельницы при переводе ее на рудногалечный режим несколько понижается (см. гл. XXI).

§ 76. Вибрационные мельницы

Вибрационные мельницы изготовляют только полупромышленные и лабораторные (см. табл. 150). В быстроходных мельницах этого типа привод осуществляется посредством вибратора, смонтированного непосредственно на корпусе машины. При

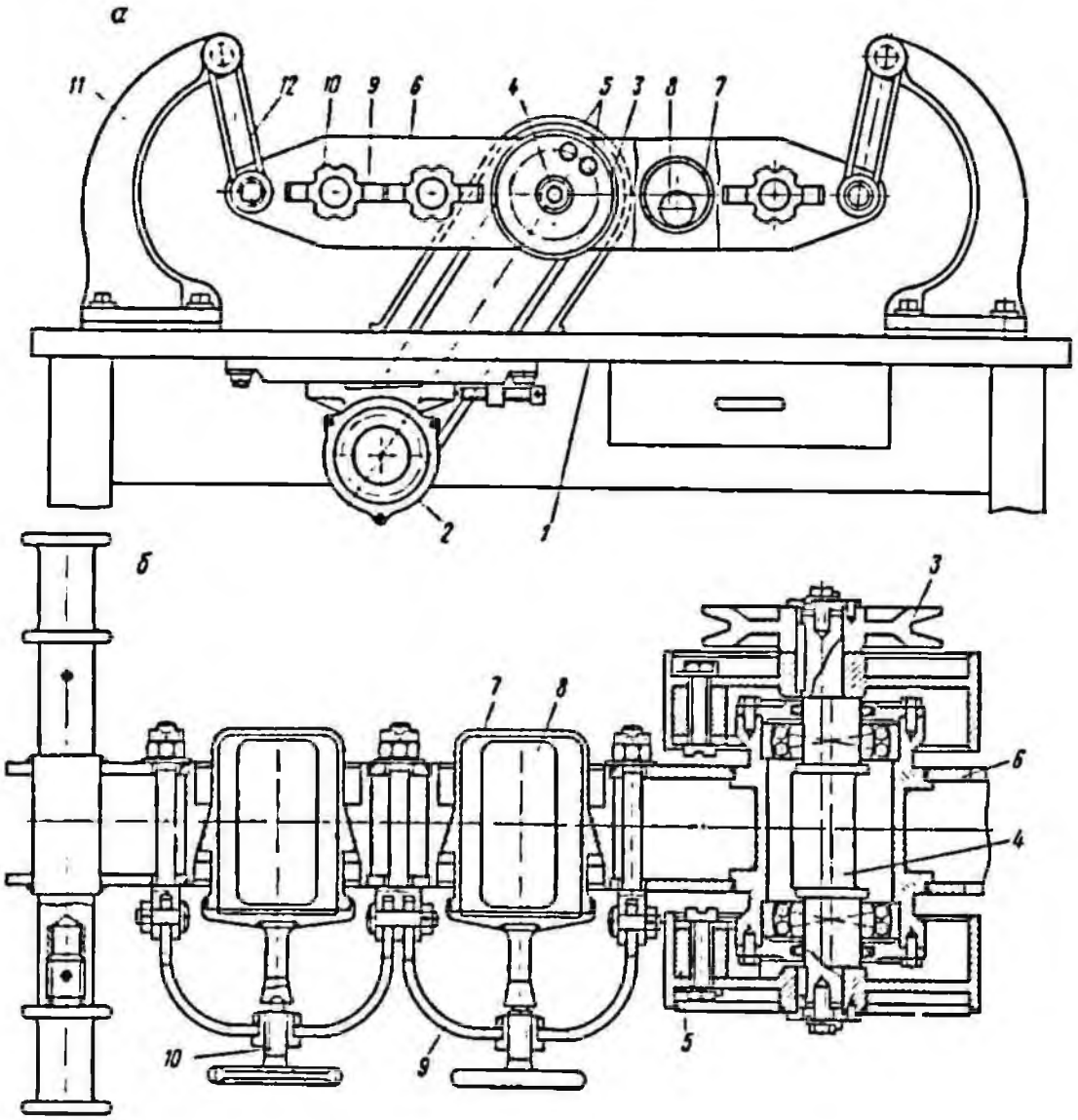


Рис. 217. Вибрационный роликовый истиратель Механобра:
а — вертикальный разрез; *б* — разрез по оси вибратора и камер;
1 — стол; *2* — электродвигатель; *3* — шкив; *4* — вал; *5* — дебалансные грузы; *6* — подвижная рамка; *7* — стаканы; *8* — ролики; *9* — струбцины; *10* — стопорные винты; *11* — кронштейны; *12* — кольцевые резиновые подвески

вращении вала вибратора с насаженными на него дебалансными грузами возникают центробежные силы инерции, под действием которых барабан совершает колебательные движения по круговым траекториям (рис. 215, *б*). Корпус мельницы при этом не вращается, а вибрирует: каждая точка его, в том числе все точки геометрической оси барабана (см. положения *1—4* центра *О* на рис. 215, *б*), описывают круговые траектории малого радиуса с большой частотой аналогично коробу вибрационного грохота.

Находящиеся в рабочей камере шары приходят в движение по замкнутым траекториям. Это движение отличается от перемещения шаров в обычной мельнице: по вращающемся барабане (рис. 215, *а*) направление циркуляции шаров совпадает с направлением его вращения, а в вибрационной мельнице (рис. 215, *б*) — циркуляция противоположна направлению круговых колебательных движений корпуса. На рис. 215, *б* нанесено пять положений вибрирующего барабана диаметром *D*: положение *S* — до начала вибраций (сплошная окружность); положение *I* — наивысшее; *II* — крайнее пра-

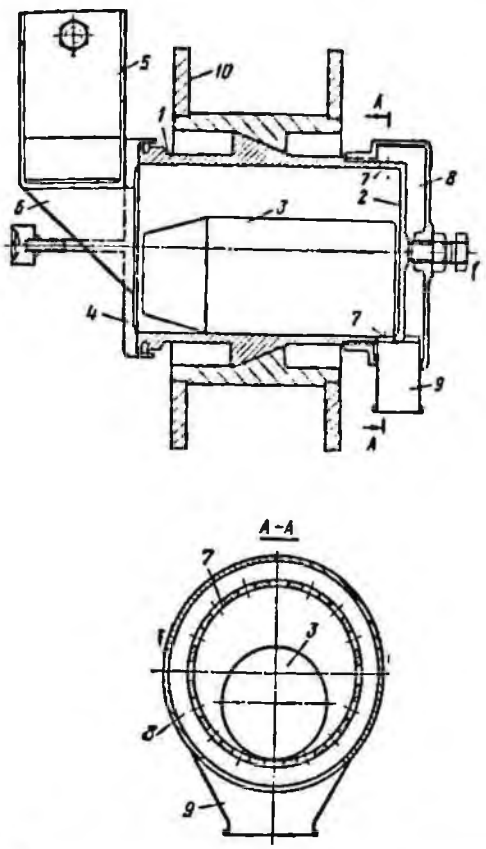


Рис. 218. Камера лабораторной вибрационной роликовой мельницы непрерывного действия для сухого и мокрого измельчения (Механобр):
1 — барабан; *2* — днище барабана; *3* — ролик; *4* — крышка; *5* — воронка-бункер; *6* — загрузочная воронка; *7* — отверстия для разгрузки материала; *8* — сборник; *9* — патрубок для выпуска измельченного материала

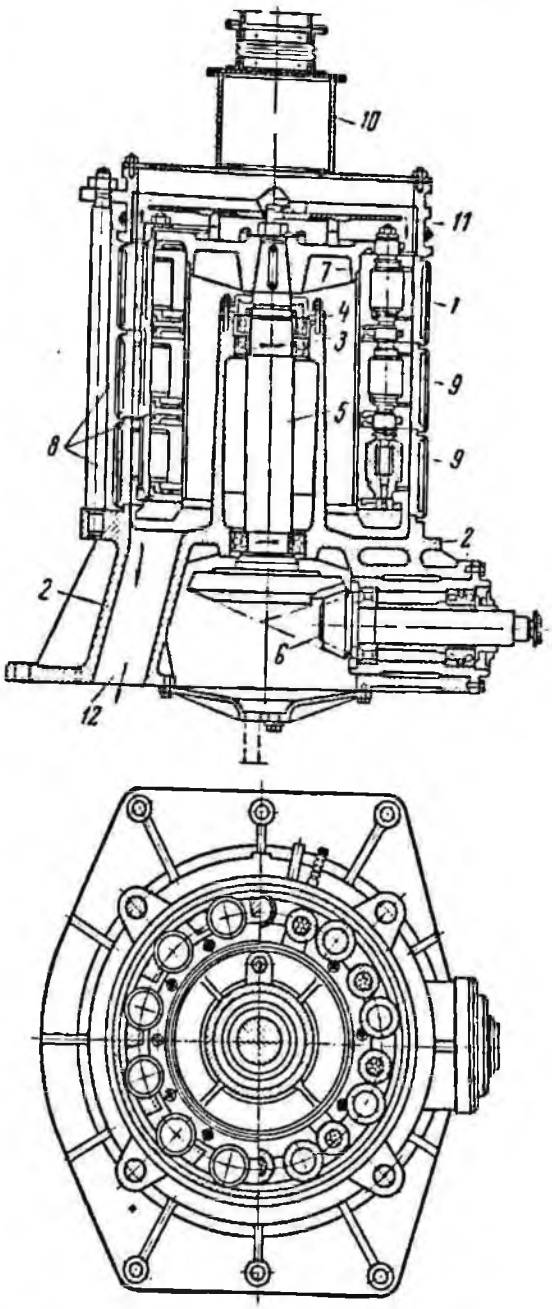


Рис. 219. Центробежная трехкамерная роликовая мельница (Механобр):
1 — барабан; *2* — станина; *3* и *4* — подшипники; *5* — вал; *6* — зубчатая передача; *7* — ротор; *8* — диски; *9* — ролики; *10* — загрузочная воронка; *11* — распределительная тарелка; *12* — разгрузочный патрубок

Таблица 157

Основные параметры шаровых мельниц для сухого измельчения

Параметры	Мельница с центральной разгрузкой $D_в \times L$, мм			Мельница для работы в замкнутом цикле с воздушным сепаратором $D_в \times L$, мм
	900×1800	1500×1800 (см. рис. 220)	1500×3000	ШБМ-3700×8300 (см. рис. 221)
Номинальный рабочий объем V, $м^3$	0,9	2,24	3	90
Скорость вращения мельницы n, об/мин	42	30	29	17, 62
Тип привода	Через редуктор			Через муфту
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, квт	22	55	125	2000
Масса, т:				
шаровой загрузки мельницы с футеровкой (без шаров и электродвигателя)	1,6	4,8	11	100
	5,2	14,7	37	168
Ориентировочная производительность при измельчении известняка —25+0 мм (т/ч) при номинальной крупности готового продукта, мм:				
2,5	1,8	5,6	—	—
1,2	1,4	4,7	—	—
0,83	1,3	4,4	—	—
0,6	1,1	3,9	—	—
0,42	0,9	3,3	—	—
0,3	0,8	2,8	—	—
0,2	0,55	2,1	—	—
0,15	0,4	1,6	—	—
0,10	0,3	1,2	—	—
0,074	0,1	0,4	—	—
Завод-изготовитель	Куйбышевский завод «Строммашина»			Сызранский завод тяжелого машиностроения (СЗТМ)

III — наинизшее и *IV* — крайнее левое. Если вибрационное движение происходит по часовой стрелке, то центр *O*, перемещающийся по окружности малого радиуса *r*, займет последовательные положения *1*, *2*, *3* и *4*. Такую же малую окружность *1'*, *2'*, *3'*, *4'* описывает любая точка барабана, например точка *A*, также перемещающаяся по часовой стрелке.

Толчок, передаваемый со стороны точки *A* барабана ближайшему шару, заставляет его двигаться по стрелке *C*, поэтому ближайшие к точке *A* шары также будут двигаться по направлению стрелки *C*, а верхний слой шаров — в обратном направлении, по стрелке *E*. Циркуляция шаров по замкнутому контуру будет происходить, как показано стрелками *C*, *G*, *E* и *F*, т. е. против направления круговых вибраций.

Разрез вибрационной мельницы показан на рис. 216.

Основные параметры вибрационной мельницы [147]

Размеры, мм:	
длина	4100
ширина	1370
высота	1710
Объем камеры, л	1000
Частота вибраций в 1 мин	1500
Амплитуда вибраций, мм	3
Мощность электродвигателя, квт	70
Масса, кг:	
мельницы с электродвигателем (без шаров)	2900
корпуса (без шаров)	1000
шаров стальных (фарфоровых)	3700 (1200)

Измельчающие тела, перекатывающиеся без подбрасывания, производят главным образом истирающее действие на частицы руды, находящиеся в пустотах между шарами. В связи с этим вибрационные шаровые мельницы применяют преимущественно для самого тонкого или даже сверхтонкого помола.

Помимо шаровых к рассматриваемому классу вибрационных мельниц относятся также **вибрационный роликовый истиратель** периодического действия (рис. 217) и вибрационная роликовая мельница непрерывного действия (рис. 218) (см. табл. 150).

Материал, находящийся в кольцевом пространстве между роликом и внутренней поверхностью стакана, раздавливается под действием центробежной силы, возникающей при обкатке ролика.

Навеска руды крупностью —3 +0 мм в течение 2—3 мин размалывается в порошок, пригодный для передачи на анализ в химическую лабораторию (готовый про-

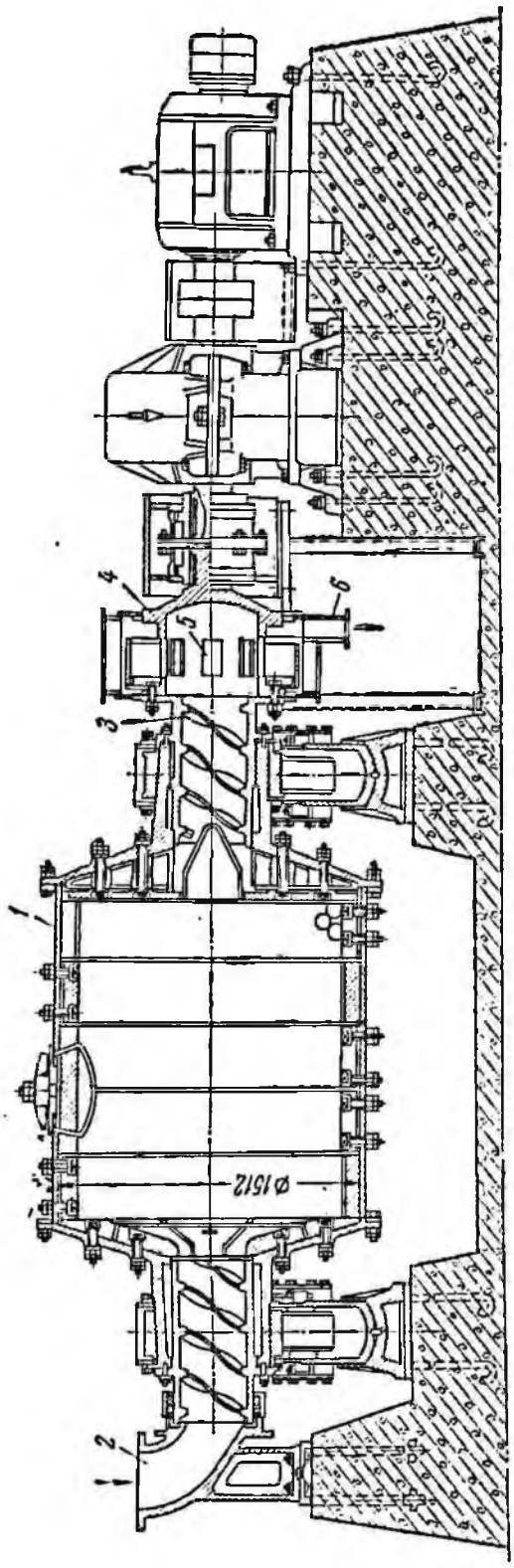


Рис. 220. Шаровая мельница для сухого измельчения 1500 × 1600 *мм* (Куйбышевский завод «Стромашина»):

1 — барабан; *2* и *3* — соответственно загрузочная и разгрузочная горловины; *4* — разгрузочная цапфа; *5* — окна для разгрузки готового продукта; *6* — выпускной патрубок

дукт имеет крупность примерно 0,1 *мм*). Частота вибраций рамы — 1400 в 1 *мин*; двойная амплитуда колебаний — 6 *мм*; мощность электродвигателя — 0,5 *квт*; общий вес истирателя — около 200 *кг*.

Истиратель можно превратить в лабораторную роликовую вибрационную мельницу непрерывного действия, если в подвижную рамку (см. рис. 217) вставить вместо стакана камеру с периферической разгрузкой и приемной воронкой.

Разрезы камеры показаны на рис. 218. Камера (диаметр 68 *мм*, длина 110 *мм*, объем 0,4 *л*) принимает материал крупностью до 12 *мм*. Лабораторная роликовая мельница пригодна для сухого и мокрого измельчения. Производительность мельницы при среднем измельчении в открытом цикле — 40 *кг/ч* [101].

§ 77. Центробежные мельницы

На рис. 219 изображена центробежная трехкамерная роликовая мельница (Механобр) с вертикальным барабаном.

Рабочее пространство мельницы разделяется дисками на три камеры. Исходное питание подается через загрузочную воронку на распределительную тарелку. Между тарелкой и внутренней поверхностью барабана имеется кольцевая щель, через которую исходный материал попадает в первую камеру. Здесь он раздавливается роликами, прижимающимися к внутренней поверхности барабана. После частичного измельчения материал проходит через следующую щель в расположенную ниже вторую камеру, где измельчается дополнительно. Аналогично осуществляется и третья стадия измельчения. Конечный продукт разгружается через нижний патрубок.

Мельницу предполагается использовать как для мокрого, так и для сухого измельчения. Испытания показали, что удельный расход электроэнергии при измельчении в центробежной мельнице ниже, чем в шаровой [36]; занимаемая производственная площадь — меньше. Возможность внедрения этой мельницы в производство связана с экономичным решением вопроса о повышении износоустойчивости роликов.

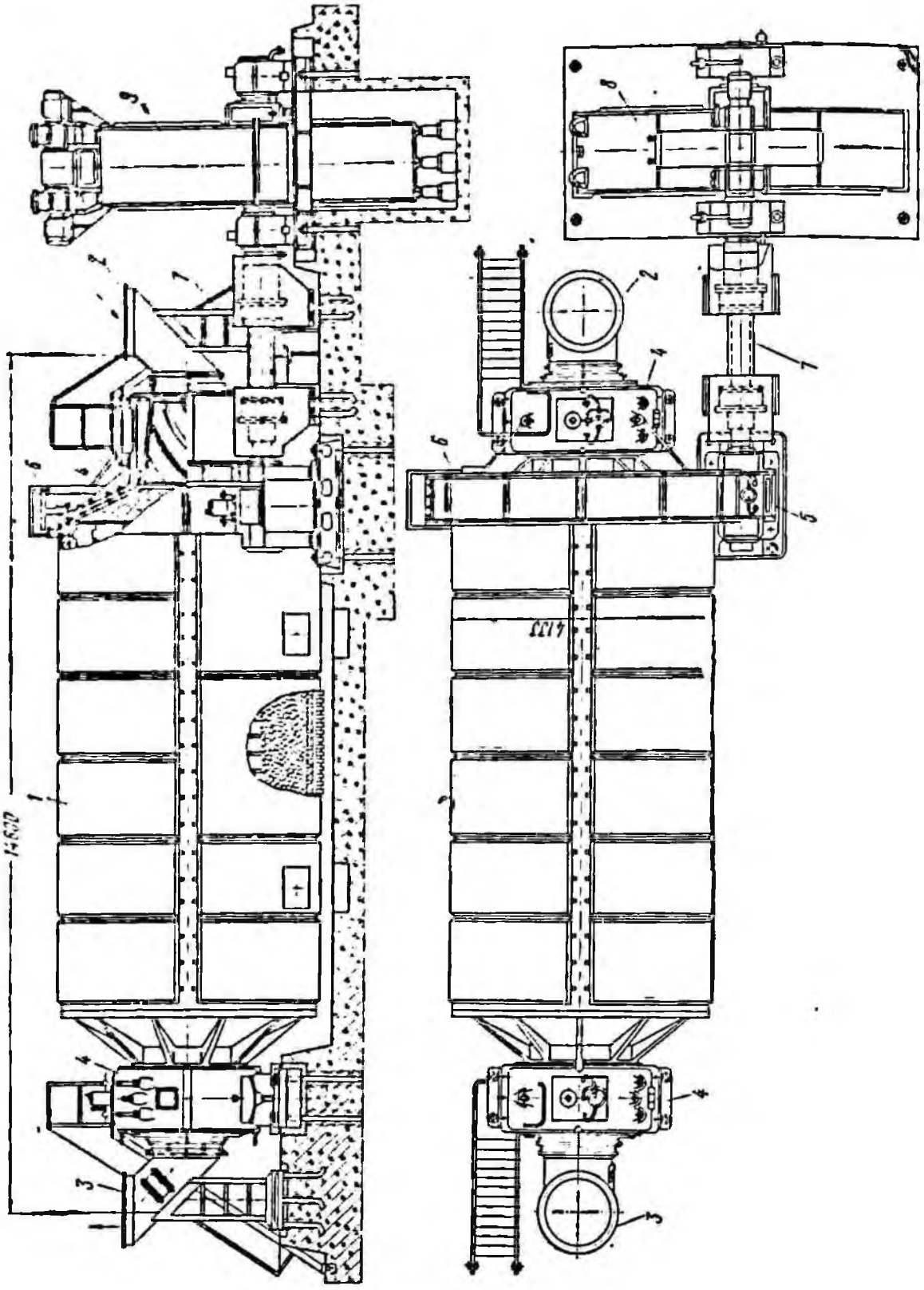
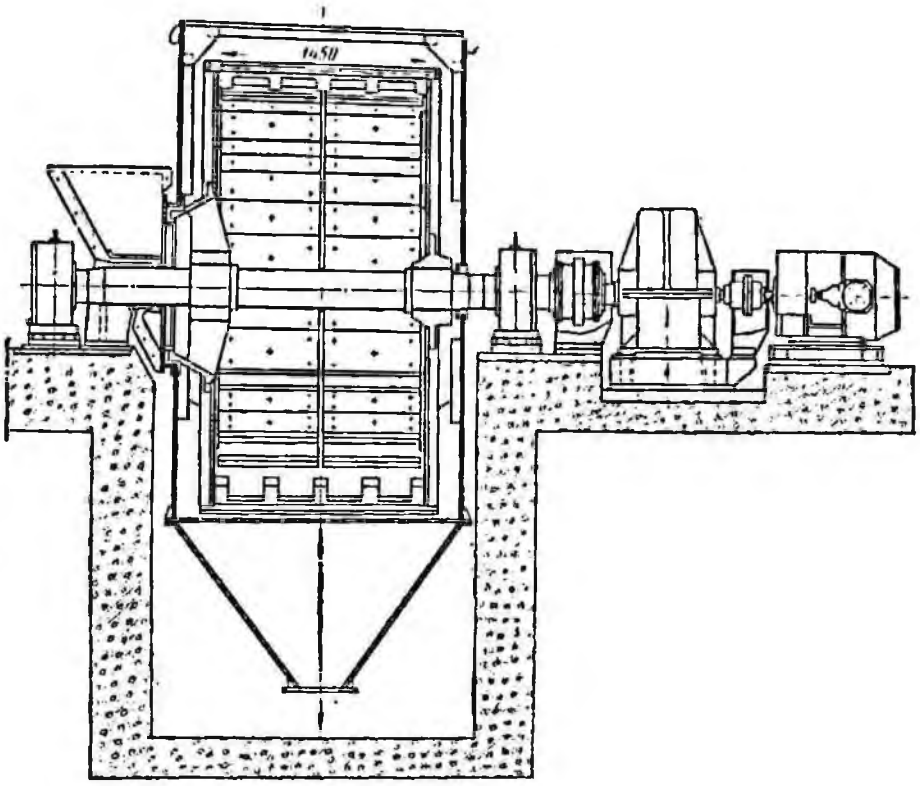


Рис. 221. Шаровая мельница для сухого измельчения в замкнутом цикле (СЗТМ):
1 — барабан; *2* и *3* — соответственно загрузочный и разгрузочный патрубки; *4* — коренные подшипники; *5* и *6* — зубчатая передача; *7* — приводной вал; *8* — электродвигатель



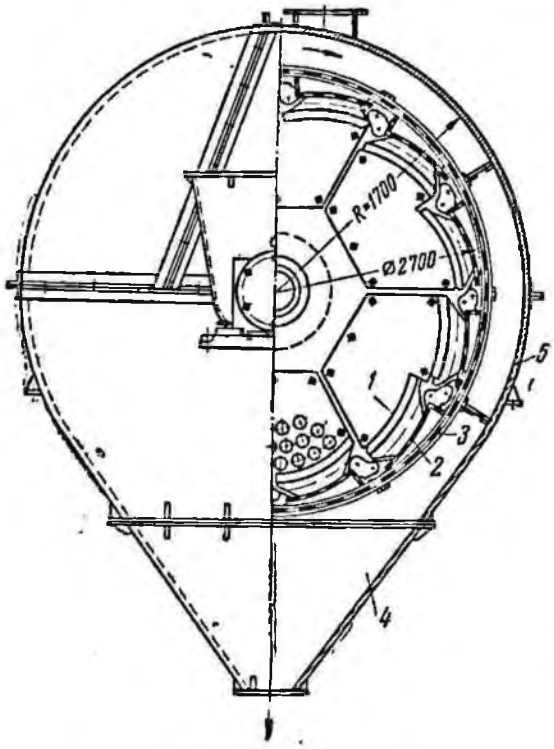


Рис. 222. Шаровая мельница с периферической разгрузкой (для сухого измельчения):

1 — броневые плиты; *2* и *3* — просеивающие поверхности; *4* — разгрузочная воронка; *5* — кожух

§ 78. Мельницы для сухого измельчения

К наиболее распространенным мельницам для сухого измельчения относятся: шаровые с центральной разгрузкой, шаровые и стержневые с периферической разгрузкой, мельницы рудного самоизмельчения (типа «Аэрофол») и струйные.

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (табл. 157) изготовляют нескольких типоразмеров.

Разрез мельницы 1500 × 1600 *мм* показан на рис. 220. Отличительная ее особенность — наличие окон на разгрузочной цапфе. Разгружающийся через эти окна материал (готовый продукт) удаляется далее через выпускной патрубок на транспортные устройства герметизированного типа (шнеки, закрытые конвейеры и т. д.).

Для измельчения угля на пылевидное топливо применяются мощные шаровые мельницы, работающие в замкнутом цикле с воздушными сепараторами. Мелкая фракция сепаратора представляет собой готовый продукт, а крупная — оборотную струю, возвращаемую в мельницу на доизмельчение. Эти же мельницы применяют и для сухого измельчения других материалов. Приме-

ром может служить установка сухого измельчения весьма крепкого алунита, для которой принята шаровая мельница ШЕМ размером 3700 × 8500 мм (см. табл. 157). Общий вид мельницы показан на рис. 221.

Исходный материал и оборотный продукт из сепаратора поступают в загрузочный патрубок. Продукт измельчения уносится струей воздуха из разгрузочного патрубка в воздушный сепаратор, где разделяется на тонкую (готовый продукт) и крупную (оборотная струя) фракции.

В шаровой мельнице с периферической разгрузкой (рис. 222, табл. 158) футеровочные броневые плиты располагаются на внутренней поверхности барабана так, что между ними образуются зазоры, через которые мелкий материал проваливается в пространство (карманы) между футеровкой и барабаном. Барабан выполняется с двумя просеивающими поверхностями в виде сит или решет. Агрегат совмещает две машины — мельницу и двухситный цилиндрический барабанный грохот, через отверстия которого готовый измельченный продукт проходит в разгрузочную воронку. Оставшийся в карманах надрешетный продукт грохота возвращается на доизмельчение в рабочее пространство через щели между броневыми плитами (замыкание цикла).

Для устранения пылевыделения вся мельница закрывается герметическим кожухом, к которому на фланцах присоединяется разгрузочная воронка.

Разрез мельницы для сухого рудного самоизмельчения типа «Аэрофол» показан на рис. 223.

Передвижной воронкой (отодвигаемой в период ремонта) руда подается непосредственно в горловину загрузочной цапфы мельницы, вращающейся в подшипниках. Барабан — короткий цилиндр ($D_0 = 5700$ мм; $L = 1850$ мм), торцовые крышки которого снабжены отражательными кольцами (треугольного сечения). Внутренняя поверхность имеет футеровку с высокими ребрами (лифтерами), увеличивающими высоту подъема кусков руды с целью повышения их кинетической энергии при падении и разрушении ударом. Разгрузочная горловина оборудована спиралью, предназначенной для возвращения в рабочее пространство случайно вывалившихся из него крупных кусков.

Основные параметры мельницы приведены в табл. 158. Мельница работает в за-

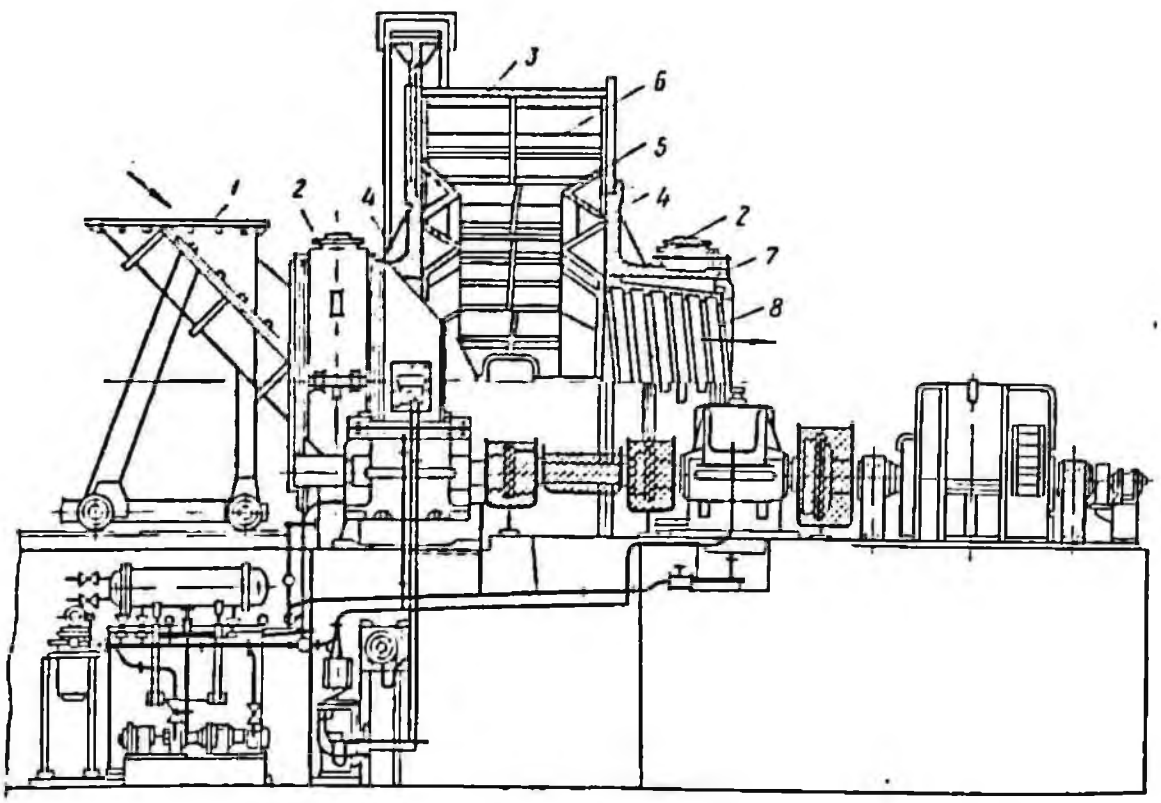


Рис. 223. Мельница для сухого рудного самоизмельчения (УЗТМ):
1 — передвижная воронка; *2* — подшипники; *3* — барабан; *4* — торцовая крышка; *5* — отражательные кольца; *6* — лифтеры; *7* — разгрузочная горловина; *8* — спираль

Таблица 158

Основные параметры мельниц для сухого измельчения

Параметры	Мельницы с периферической разгрузкой		Мельницы для рудного самоизмельчения[1] (см. рис. 223)
	шаровые (см. рис. 222)	стержневые	
Размеры барабана, *мм*:			
диаметр D_0	2700 *	2100	5700
длина L . .	1450	3000	1850
Номинальный рабочий объем V, $м^3$ . . .	7,1	9	55
Скорость вращения n, *об/мин*	20,5	16,75	13—18
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт* . .	55	200	705
Масса, m:			
мельницы (без шаров и электрооборудования) .	23,6	48,6	179
шаров . .	2,5	—	—
стержней	—	22	—
Завод-изготовитель	СЗТМ	УЗТМ	

[1] С 1972 г. заменена на МБ-50-18 (5000×1800) СЗТМ.

* Диаметр по ситам.

мкнутом цикле с воздушным сепаратором и циклонами. Схема установки показана на рис. 224. Барабан мельницы загружается конвейером через воронку. Мелкий материал уносится из барабана струей воздуха, засасываемого вентилятором (эксгаустером) и разделяется на две фракции в воздушном сепараторе, откуда крупная фракция возвращается в мельницу самотеком. Мелкая фракция, оседающая в циклонах, представляет собой готовый продукт измельчения, накапливаемый в сборниках.

Испытания мельницы УЗТМ 5700 × × 1850 *мм* для сухого рудного самоизмельчения проводились на фабрике ЦГОК.

Для сухого измельчения применяют стержневые мельницы двух типов: с центральной и с периферической разгрузкой. Конструкция мельниц с центральной разгрузкой такая же, как шаровых для сухого измельчения, но барабан имеет большую длину.

Стержневая мельница с периферической разгрузкой изображена на рис. 225, основные параметры ее приведены в табл. 158.

Измельченный материал разгружается через окна, расположенные по периферии барабана вблизи разгрузочного конца.

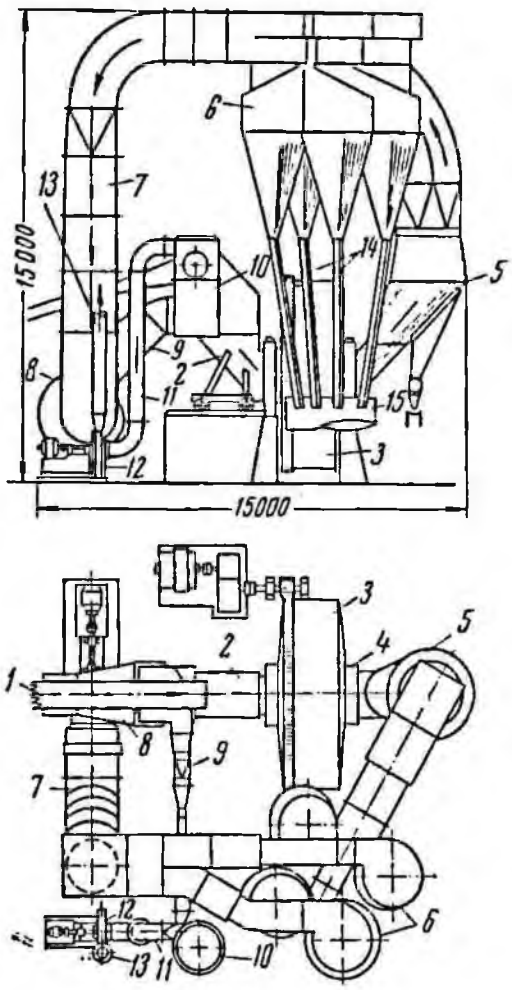


Рис. 224. Схема установки мельницы сухого рудного самоизмельчения в замкнутом цикле с воздушным сепаратором и циклонами:

1 — конвейер для исходной руды; *2* — загрузочная воронка; *3* — мельница; *4* — разгрузочная горловина; *5* — воздушный сепаратор; *6* — циклоны; *7* — трубопровод от циклонов; *8* — эксгаустер; *9* — нагнетательный трубопровод от эксгаустера; *10* — скруббер; *11* — патрубок для очищенного воздуха; *12* — вентилятор; *13* — труба для выпуска воздуха; *14* — патрубки для выпуска мелкого продукта; *15* — сборник для готового мелкого продукта

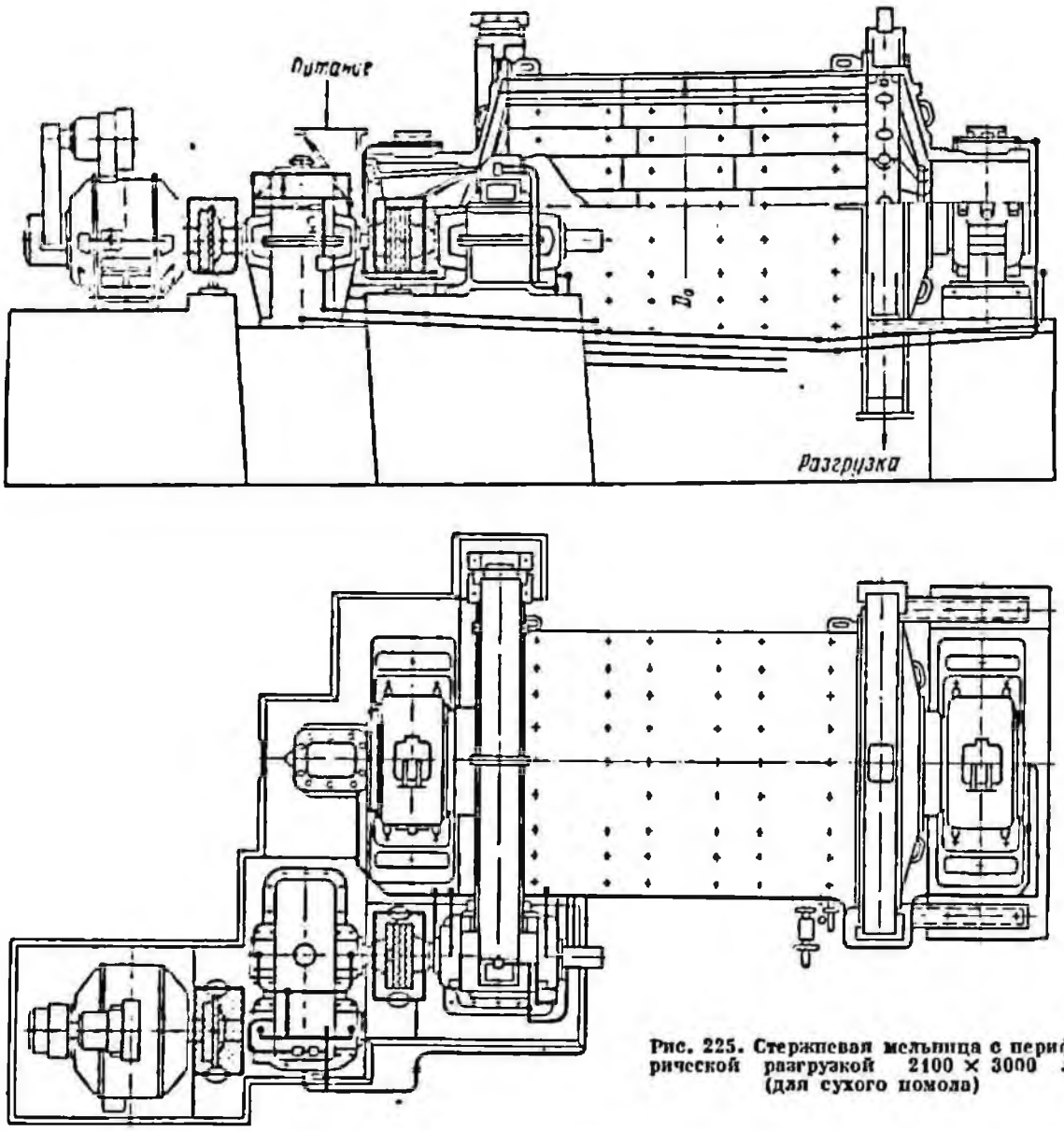


Рис. 225. Стержневая мельница с периферической разгрузкой 2100 × 3000 мм (для сухого помола)

Принцип действия **струйных мельниц** — аэродинамических размольных аппаратов без мелющих тел — основан на ударах о бронь или соударении кусков материала, движущихся с большой скоростью (100—200 *м/сек*) в потоках газовых струй [56].

Различают два основных типа мельниц: с трубчатой вертикальной рабочей камерой и с горизонтальной. Конструктивно-технологические разновидности тех и других отличаются агентом - энергоносителем (сжатый воздух, продукты сгорания), количеством инжекторов и устройствами для дополнительных технологических операций (окислительный обжиг и др.).

Струйные мельницы предназначены для особо тонкого измельчения материалов в химической, лакокрасочной, фармацевтической и других отраслях промышленности; предпринимаются попытки применить их и для измельчения руд [56].

На рис. 226 показана рабочая камера противоточной струйной мельницы. Исходное питание из бункера поступает в камеру инжектора, где подхватывается воздушными или газовыми струями, вытекающими из сопел со сверхзвуковой скоростью (свыше 336 *м/сек*). Движение частиц ускоряется в разгонных трубах, из которых они попадают в рабочую камеру. В результате резкого изменения сечения газовой струи

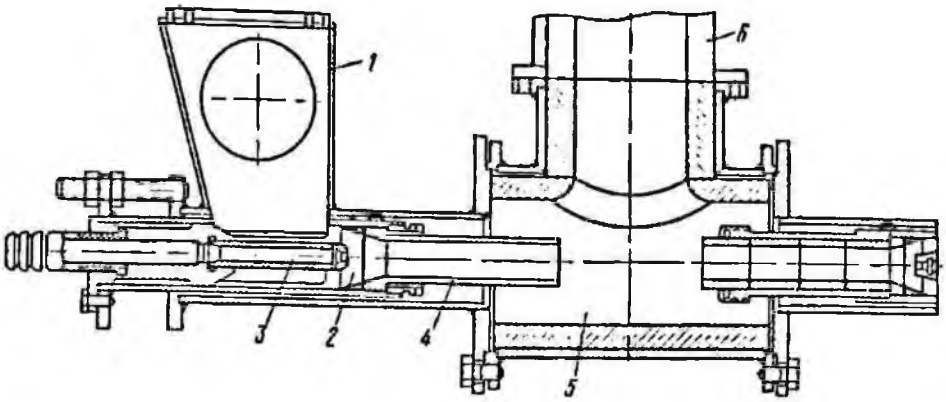


Рис. 226. Рабочая камера струйной мельницы: *1* — бункер; *2* — камера инжектора; *3* — сопло инжектора; *4* — разгонные трубы; *5* — рабочая камера; *6* — центральная труба

при переходе из разгонных труб в рабочую камеру скорость ее падает (до 8—10 *м/сек*), но частицы материала, обладающие значительной кинетической энергией, продолжают движение, сохраняя большую скорость (50—100 *м/сек*), сталкиваются друг с другом в рабочей камере и разрушаются при взаимных ударах. Продукт измельчения уносится вверх по центральной трубе в сепаратор (классификатор), где отделяется крупная фракция, мелкая осаждается затем в циклоне. Отработавшие газы удаляются в пылеуловитель (фильтр) и отсасываются вентилятором в атмосферу. Крупная фракция сепаратора (оборотный продукт) возвращается в процесс, присоединяясь к исходному питанию.

Наряду со сжатым воздухом в качестве энергоносителя применяются продукты сгорания реактивных авиационных двигателей. В необходимых случаях установка может выполнять две операции — газоструйное измельчение и восстановительный обжиг [56].

Глава XVIII

Механика барабанных мельниц

§ 79. Параметры механического режима

Механический режим барабанной мельницы (шаровой, стержневой, рудногалечной и самоизмельчения) характеризуют два основных параметра:

относительная скорость вращения барабана ψ — отношение действительной скорости вращения n к условной критической $n_{кр}$

$$\psi = 100\frac{n}{n_{кр}},\ \%, \qquad (327)$$

относительное заполнение мельницы измельчающими телами, сокращенно — заполнение φ — отношение объема $V_ш$, занятого (до начала движения) шарами (стержнями, галей), к общему рабочему объему барабана V

$$\varphi = \frac{V_ш}{V}. \qquad (328)$$

Параметры ψ и φ выражаются в долях единицы или в процентах.

Входящая в формулу (327) условная критическая скорость $n_{кр}$ соответствует такой скорости вращения, при которой центробежная сила инерции вращательного движения равна весу материальной точки (весу весьма малого шара) наружного слоя. В этом случае малый шар, поднятый в самую верхнюю точку барабана, находится в динамическом равновесии: не отрываясь от футеровки, он вращается с нею как одно целое (центрифугирует). Условная критическая скорость определяется по формуле

$$n_{кр} = \frac{30\sqrt{g}\sqrt{2}}{\pi\sqrt{D}} \approx \frac{42{,}3}{\sqrt{D}},\ об/мин, \qquad (329)$$

где D — диаметр барабана в свету, *м*.

Соответствующая формуле (329) критическая скорость вращения барабанных мельниц стандартных типоразмеров приведена в табл. 159.

Параметр φ определяется полезным объемом V мельницы, весом находящихся в ней мелющих тел $G_ш$ ($т$) и их объемным весом в насыпке $\gamma_ш$ ($т/м^3$)

Таблица 159

Условная критическая скорость вращения барабанных мельниц

Параметры	Численные значения параметров									
Номинальный диаметр барабана мельницы $D_в$, м	0,6	0,9	1,2	1,5	2,1	2,7	3,2	3,6	4,0	4,5
Толщина новой футеровки Δ, мм	50	50	50	75	100	100	100	120	140	140
Расчетный диаметр барабана (в свету) $D = D_в - 2\Delta$, м	0,5	0,8	1,1	1,35	1,9	2,5	3,0	3,36	3,72	4,22
Условная критическая скорость вращения $n_{кр}$, об/мин	60	47,3	40,3	36,4	30,6	26,8	24,4	23,0	22	20,7

$$\varphi = \frac{V_m}{V} = \frac{\dfrac{G_m}{\gamma_m}}{\dfrac{\pi D^2 L}{4}}. \qquad (330)$$

Объемный вес стальных шаров и стержней колеблется в некоторых пределах (см. табл. 160) [113]. При приближенных расчетах принимают: для шаров $\gamma_ш \approx 4{,}6\ т/м^3$ и для стержней $\gamma_c \approx 6{,}6\ т/м^3$.

Согласно формуле (330), удельная шаровая загрузка мельницы (вес шаров), приходящаяся на единицу объема барабана, равна

$$\frac{G_m}{V} = \varphi\gamma_m. \qquad (331)$$

При заполнении $\varphi = 0{,}45$ (или 45%) и объемном весе $\gamma_ш = 4{,}6\ т/м^3$ удельная шаровая загрузка

$$\frac{G_ш}{V} = \varphi\gamma_ш = 0{,}45 \cdot 4{,}6 = 2{,}07\ т/м^3. \qquad (332)$$

Аналогично для стержневой мельницы удельная стержневая загрузка

$$\frac{G_c}{V} = \varphi\gamma_c. \qquad (333)$$

Обычно принимают

$$\frac{G_c}{V} = 2{,}3\ т/м^3. \qquad (334)$$

Тогда при $\gamma_c \approx 6{,}6\ т/м^3$ $\varphi \approx 35\%$.

В зависимости от принятых значений параметров ψ и φ для барабанной мельницы возможен один из следующих скоростных режимов:

режим с перекатыванием мелющих тел без их полета — каскадный (в зарубежной литературе получил название «некаскадного» [10]);

смешанный режим (частично с перекатыванием мелющих тел и частично с их полетом);

режим с преимущественным полетом мелющих тел, но со скоростью вращения, меньше критической ($\psi < 1$) — водопадный;

Таблица 160

Объемный вес шаров и стержней

Шары				Стержни			
Диаметр шара, мм	Масса 1 м³ шаров $\gamma_ш$, т	Масса одного шара, кг	Число шаров в 1 т	Диаметр стержня, мм	Масса 1 м³ стержней, γ_c, т	Масса одного стержня (длиной 1 м), кг	Число стержней (длиной 1 м) в 1 т
30	4,85	0,111	9000	25	7,0	3,85	260
40	4,76	0,263	3800	40	6,8	9,85	101
50	4,70	0,514	1965	50	6,7	15,40	55
60	4,65	0,884	1120	65	6,6	26,0	38
80	4,60	2,107	460	75	6,5	34,60	28
100	4,56	4,115	240	100	6,5	61,60	16
125	4,52	8,038	120				

те же режимы, но со сверхкритической скоростью ($\psi > 1$);

режим махового колеса.

Каскадный режим. Если параметры ψ и φ подобраны так, что свободный полет мелющих тел (шаров или стержней) исключен (рис. 227, *а*), то начальная их загрузка сразу же после пуска мельницы в ход поворачивается на некоторый предельный угол θ и шары (стержни) приходят в движение по замкнутым траекториям. Криволинейная поверхность естественного откоса близка к плоскости FB, наклоненной под некоторым углом ε к горизонту, причем этот угол равен предельному углу поворота: $\varepsilon = \theta$. При установившемся режиме шаровая нагрузка все время остается в этом положении; шары непрерывно циркулируют, поднимаясь по круговым траекториям CDA и скатываясь затем каскадом вниз от точки A до исходной точки C, проходя путь $AFBCDA$.

В центральной части шаровой загрузки имеется мертвая зона (заштрихованная на рис. 227, *а*) или «ядро», остающееся неподвижным.

Для стержневых мельниц каскадный режим является наиболее благоприятным, так как полет стержней может привести к их перекосам, неправильной укладке и образованию «костров». Для шаровых мельниц этот режим применяется главным образом при сухом измельчении, например для трубных мельниц цементной промышленности, для углеразмольных шаровых мельниц и т. д. Для рудных мельниц, предназначенных для мокрого измельчения, предпочтительнее режим с полетом шаров (водопадный).

Каскадный режим наблюдается при низкой скорости вращения мельницы. Измельчение при каскадном режиме происходит главным образом раздавливанием или истиранием перекатывающимися мелющими телами.

Смешанный режим (частично с полетом и частично с перекатыванием) показан на рис. 227, *б* (см. положение шаров, находящихся в данный момент в полете, например, по кривой AFB, и перемещающихся сплоченной массой перекатыванием, например, по траектории $BCDA$).

Как и в предыдущем случае, здесь образуется мертвая зона (часть шаров, заштрихованная на рис. 227, *б*), вокруг которой, как вокруг неподвижного «ядра», по замкнутым траекториям циркулируют остальные шары.

Водопадный режим с преимущественным полетом шаров по предложению проф. С. Е. Андреева [10] называют водопадным (в зарубежной литературе он именуется «катарактным»). При таком режиме, наступающем при вращении мельницы со сравнительно большой скоростью (см. рис. 227, *в*), шары сначала перемещаются по круговым траекториям (например, $B_1D_1A_1$ или $B_2D_2A_2$ и т. д.), под-

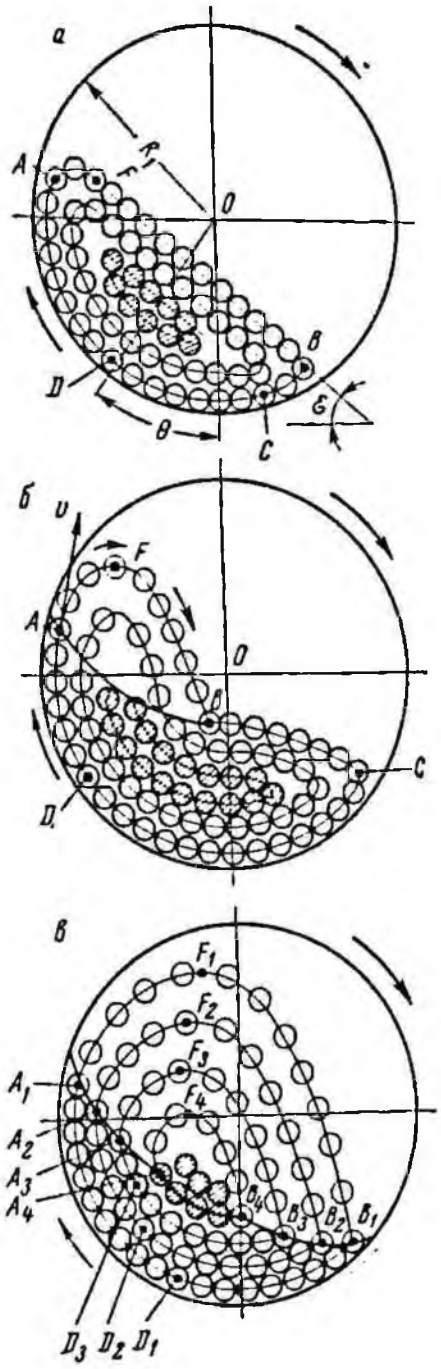


Рис. 227. Схема движения шаров:
а — при режиме с перекатыванием (каскадный, некатарактный); *б* — при смешанном режиме; *в* — при режиме с полетом (водопадный, катарактный)

нимаясь на некоторую высоту, затем отрываются от барабана (в точках $A_1, A_2, \ldots$), совершая далее полет по параболическим траекториям $A_1F_1B_1$ или $A_2F_2B_2$ и т. д., после чего снова приходят в круговое движение, циркулируя непрерывно.

Для водопадного режима при анализе кинематики шаров принимают допущение, что траектория всякого шара представляет собой замкнутую кривую, состоящую из двух участков: верхний участок $A_1F_1B_1$ — парабола свободного полета, а нижний BDA — дуга окружности, по которой шар движется в тот период, когда шаровая загрузка вращается вместе с барабаном как одно целое (двухфазный цикл).

При водопадном режиме в центральной части шаровой загрузки также образуется мертвая зона — ядро (см. рис. 227, *в*). Это подтверждается моментальными фотографиями (кинокадрами) модели шаровой мельницы, имеющей прозрачную торцовую стенку [85].

Водопадный режим работы применяется преимущественно для измельчения более крупного материала (в I стадии). При этом режиме измельчение материала происходит главным образом ударом падающих мелющих тел и отчасти истиранием.

Режимы при сверхкритической скорости. Если скольжение шаров по футеровке отсутствует (футеровка волнистая), а скорость вращения мельницы равна или превосходит критическую [см. формулу (329)], то наружный слой шаров начинает центрифугировать: под влиянием центробежной силы инерции внешние шары оказываются прижатыми к поверхности барабана и движутся с ним как одно целое. Однако при этом для большей части внутренних шаров сохраняется водопадный режим; часть пути они проходят свободным полетом и потому шары, расположенные вблизи наружного слоя, в конце свободного полета ударяются непосредственно о футеровку барабана. Вследствие этого при скорости вращения, близкой к критической, износ футеровки оказывается более высоким.

При гладкой футеровке и малом заполнении ($\varphi \leqslant 30\%$) наблюдается скольжение шаровой загрузки по футеровке и потому даже при скорости, превышающей критическую, наружные шары не центрифугируют, режим остается каскадным.

Режим махового колеса. При отсутствии скольжения шаров по футеровке и при вращении мельницы со скоростью, значительно большей критической, наступает динамическое равновесие всей шаровой загрузки: она располагается в виде кольца, вращающегося как одно целое с барабаном. Скорость шаров относительно барабана обращается в нуль, энергия, расходуемая непосредственно на движение шаров, также равна нулю, измельчающее действие шаров прекращается.

Скорость вращения n_0, при которой наступает режим махового колеса, связана с критической скоростью $n_{кр}$ и заполнением φ следующим соотношением [6]:

$$n_0 = \frac{n_{кр}}{\sqrt{1-\varphi}}. \qquad (335)$$

Например, при $\varphi = 0{,}45$ отношение $\frac{n_0}{n_{кр}} = \psi_0 = 116\%$.

Возможность реализации того или иного скоростного режима определяется принятой комбинацией основных параметров ψ и φ. На этом основании в координатах φ и ψ может быть построена «зональная диаграмма» [102], где вся область скоростных режимов разделена на несколько зон.

Схематически эта диаграмма изображена на рис. 228. При скорости вращения, меньшей критической, и при условии отсутствия скольжения зона I приблизительно соответствует каскадному режиму (без полета) для стержневых мельниц, а зона II — такому же режиму для шаровых. Зона III характеризует водопадный режим для всех шаровых мельниц (та же зона, но расширенная до вертикали $M'N'$, относится к режиму с полетом стержней). Зона IV соответствует сравнительно малым скоростям вращения и характеризует смешанный режим (частично с полетом и частично с перекатыванием) для всех мельниц. Центральная зона V, ограниченная криволинейным треугольником MKN в случае

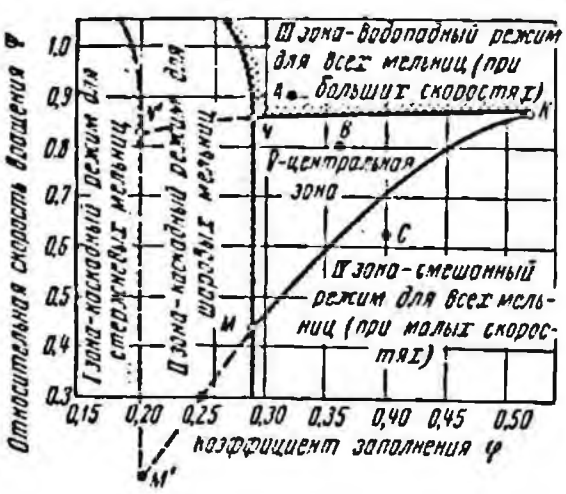


Рис. 228. «Зональная диаграмма» скоростных режимов работы мельниц

шаровых мельниц или треугольником $M'KN'$ в случае стержневых, определяет параметры режима с полным или частичным полетом для всех мельниц с волнистой футеровкой или, наоборот, режим без полета — для всех мельниц с гладкой футеровкой, допускающей скольжение шаровой (стержневой) загрузки.

Нанося на зональную диаграмму точку (например, B или C и т. д.), координаты которой соответствуют принятым для данной мельницы параметрам φ и ψ, и принимая во внимание вид мелющих тел и форму футеровки барабана, можно ориентировочно оценить характер скоростного режима. Точное определение режима возможно лишь в экспериментальном порядке (замедленная киносъемка работающей мельницы с прозрачной торцовой крышкой).

Теоретическая формула для определения полезной мощности, потребляемой мельницей при тихоходном режиме с перекатыванием шаров без полета (каскадный, некатарактный), выведена С. Е. Андреевым.

При установившемся движении шаровая (или стержневая) загрузка занимает положение, показанное на рис. 229, *б*. Сечение загрузки (заштрихованное), которому соответствует центральный угол Ω, представляет собой круговой сегмент с центром тяжести в точке S. Радиус $OS = r$ образует с вертикалью угол θ, его проекция на горизонталь $l = r \sin \theta$.

Сила тяжести шаровой загрузки составляет $G_ш$, mc; статический момент силы тяжести относительно оси мельницы равен $G_ш l$, где l плечо силы $G_ш$.

При установившемся режиме внутри сечения шаровой загрузки происходит непрерывная циркуляция шаров (рис. 227, *а*), но вся система находится в динамическом равновесии, при котором мельнице со стороны электродвигателя передается момент вращения M, противоположный по знаку моменту $G_ш l$ и равный ему по абсолютной величине

$$M = 1000 G_ш l, \quad кгс \cdot м. \qquad (336)$$

При угловой скорости вращения $\omega = \frac{\pi n}{30}$ (*рад/сек*) работа, совершаемая электродвигателем $E = M\omega$, *кгс·м/сек*, а потребляемая мощность равна

$$N_0 = \frac{M\omega}{102} = \frac{1000\pi G_ш l n}{102 \cdot 30}, \quad квт. \qquad (337)$$

Формула (337) может быть преобразована следующим образом:

$$N_0 = A\gamma_ш V \sqrt{D}\left(2\psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin\theta\right), \qquad (338)$$

где A — постоянная величина:

$$A = \frac{1000\sqrt{2g}}{6 \cdot 102\pi} = 2{,}31, \; м^{1/2} \cdot сек^{-1}. \qquad (339)$$

В формулу (338) в неявном виде входит заполнение φ, выраженное через углы Ω и θ. Зависимость между φ и Ω может быть найдена из геометрических соотношений

$$\varphi = \frac{\Omega}{2\pi} - \frac{\sin\Omega}{2\pi}, \; рад, \qquad (340)$$

откуда центральный угол Ω может быть определен по заданному заполнению φ. График $\Omega = f(\varphi)$ показан на рис. 230.

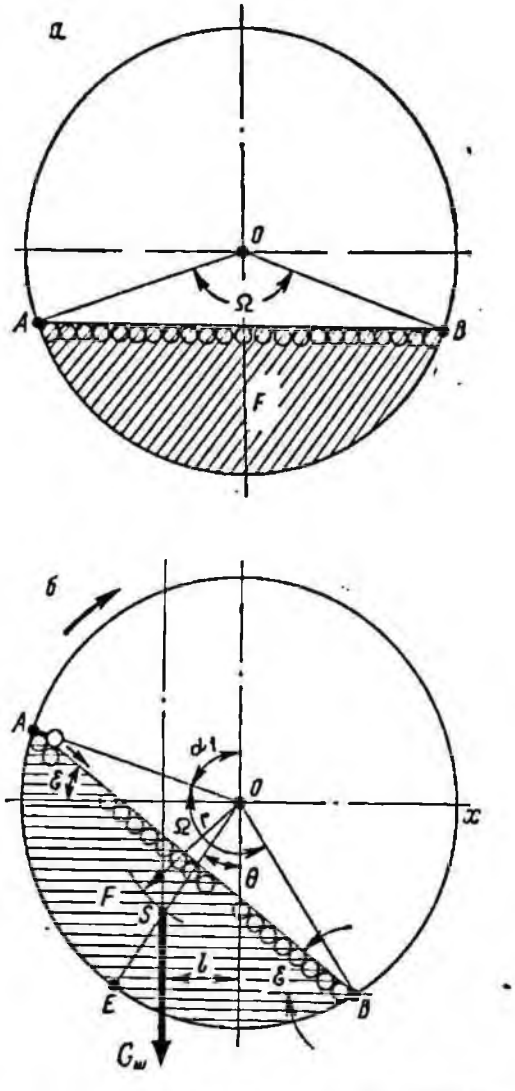


Рис. 229. Расположение шаров при каскадном режиме (без полета мелющих тел):
а — до начала движения; *б* — при установившемся режиме движения

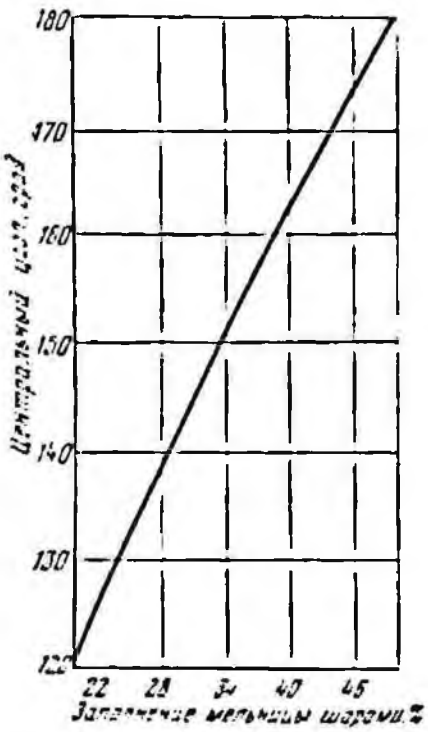


Рис. 230. Зависимость между центральным углом загрузки Ω и коэффициентом заполнения φ

Второй параметр — угол поворота θ — определен С. Е. Андреевым теоретическим путем. Для динамического равновесия всей загрузки (см. рис. 229, *б*) необходимо, чтобы момент всех сил трения $M_т$, передаваемых со стороны футеровки на наружный слой шаров, был равен суммарному моменту тангенциальных слагающих распределенных сил, действующих на все элементарные слои загрузки. Этот суммарный момент состоит из двух слагаемых, из которых первое M_N определяется радиальными составляющими веса, а второе M_C — центробежными силами инерции, действующими в зоне кругового движения шаров (рис. 227, *а*). Уравнение динамического равновесия имеет вид

$$M_т \geqslant M_N + M_C. \qquad (341)$$

Выражая все моменты в функции центрального угла Ω, угла поворота θ, относительной скорости ψ и коэффициента трения скольжения шаров о футеровку *f*, С. Е. Андреев получил соотношение

$$\frac{1}{f}\frac{2}{3}\sin^3\frac{\Omega}{2}\sin\theta = \cos\theta\left(\sin\frac{\Omega}{2} - \cos^2\frac{\Omega}{2}\ln\frac{1+\sin\frac{\Omega}{2}}{\cos\frac{\Omega}{2}}\right) + \frac{1}{3}\psi^2\Omega - \frac{2}{15}\sin\frac{\Omega}{2}\left(7+6\cos\frac{\Omega}{2}+2\cos^2\frac{\Omega}{2}\right). \qquad (342)$$

Таблица 161

Полезная мощность, потребляемая шаровой мельницей 610×610 *мм*

Относительная скорость ψ, %	Коэффициент заполнения φ, %								
	30			40			50		
	Угол поворота θ	Мощность, *квт*		Угол поворота θ	Мощность, *квт*		Угол поворота θ	Мощность, *квт*	
		по опытам Гау *Г*	по формуле проф. С. Е. Андреева *N*ₑ		по опытам Гау *Г*	по формуле проф. С. Е. Андреева *N*ₑ		по опытам Гау *Г*	по формуле проф. С. Е. Андреева *N*ₑ
30	29° 46′	0,38	0,39	31° 36′	0,44	0,47	32° 53′	0,49	0,50
40	30 52	0,53	0,54	32 52	0,64	0,65	34 23	0,70	0,70
50	32 14	0,70	0,70	34 31	0,85	0,84	36 22	0,93	0,91
60	34 05	0,88	0,88	36 30	1,07	1,05	38 46	1,16	1,16
70	36 05	1,10	1,10	38 50	1,31	1,30	41 39	1,40	1,43
80	38 30	1,30	1,31	41 40	1,52	1,58	44 57	1,64	1,75

С помощью последнего равенства по заданным параметрам Ω, ψ и f вычисляется входящий в расчетную формулу (338) угол поворота θ.

Если в теоретической формуле (338) обозначить буквой S_A произведение всех множителей, зависящих от параметров скоростного режима

$$S_A = 2\psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin\theta, \qquad (343)$$

то формула перепишется в виде

$$N_0 = A\gamma_ш V \sqrt{D} S_A, \qquad (344)$$

где, согласно равенству (339), постоянная $A = 2{,}31$ *м*$^{1/2} \cdot$ *сек*$^{-1}$.

Безразмерный множитель S_A, зависящий от параметров механического режима ψ и φ и коэффициента трения f мелющих тел о футеровку, представляет собой коэффициент полезной мощности.

В табл. 161 приведена полезная мощность, рассчитанная по формуле (338) С. Е. Андреева или по формуле (344) для мельницы 610 × 610 *мм* при $f = 0{,}4$ и $\gamma_ш = 4{,}8$ *т*/*м*^{3} (величина $\gamma_ш$, равная 4,8 *т*/*м*^{3}, принята для лабораторной мельницы с мелкими шарами) и по опытам Гау. Из сравнения видно хорошее совпадение расчетных и опытных величин, что делает формулы приемлемыми для практических расчетов не только при чисто каскадном режиме, но и при смешанном (в опытах Гау этот режим имел место).

Смешанный скоростной режим (см. рис. 227, *б*), при котором происходит как перекатывание шаров, так и частичный их полет (трехфазный цикл), принят на практике для шаровых мельниц мокрого измельчения, но теоретически не разработан [1].

Параметры водопадного режима с двухфазным циклом (см. рис. 227, *в*), состоящим из полета по параболам AFB и кругового движения по дугам BDA, т. е. без перекатывания, могут быть определены теоретически [2]. В качестве исходной гипотезы допускается, что каждая из парабол ($A_1F_1B_1$, $A_2F_2B_2$ и т. д.) заканчивается в той точке (B_1, B_2, B_3), в которой она пересекается с дугой окружности, проведенной через соответствующие точки отрыва A_i.

Угол отрыва. При составлении уравнения динамического равновесия шара A_1 (весом G), касающегося внутренней поверхности барабана и имеющего центр на окружности наибольшего радиуса R_1, пренебрегают размерами шара по сравнению с радиусом мельницы, считая, что $R_1 \approx \frac{D}{2}$ (рис. 231). Линейная окружная скорость наружного шара A_1 равна

$$v = \omega R_1 = \frac{\pi n R_1}{30},$$

центростремительное ускорение

$$w_n = \frac{v^2}{R_1},$$

угол, образованный радиусом OA_1 с вертикалью, — α_1.

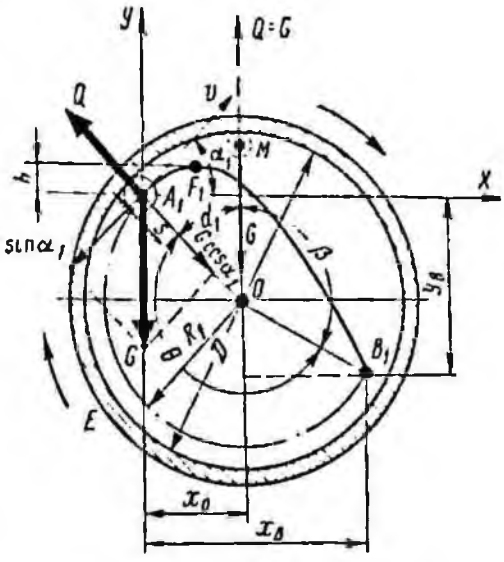


Рис. 231. К определению угла отрыва

Предполагается, что вблизи точки A_1 поверхность откоса шаров (S_1), на которой лежит шар A_1, параллельна радиусу OA_1, причем скольжение шаров относительно футеровки отсутствует и шар A_1 имеет скорость v, равную окружной скорости барабана.

При вращательном движении мельницы возникает центробежная сила инерции Q, направленная по радиусу и равная произведению массы $\frac{G}{g}$ шара на центростремительное ускорение w_n

$$Q = \frac{G}{g} \frac{v^2}{R_1}.$$

[1] Для расчета мощности при смешанном режиме применимы формулы, выведенные для каскадного режима.

[2] Основы теории двухфазного цикла и дальнейшая разработка ее изложены в работах [6, 8, 37, 54, 72, 87, 101, 102].

Шар A_1 будет прижат к барабану только до тех пор, пока радиальная слагающая его веса $G\cos\alpha_1$ меньше центробежной силы инерции Q. По мере поворота барабана угол α_1 уменьшается, а слагающая $G\cos\alpha_1$ увеличивается. В тот момент, когда наступит равенство сил

$$G\cos\alpha_1 = Q, \qquad (345)$$

контакт между шаром и барабаном нарушится, произойдет его отрыв, после которого шар A_1, имеющий начальную скорость v, начнет свободный полет по параболе $A_1F_1B_1$.

Подстановка в формулу (345) значения Q из предыдущего равенства дает условие динамического равновесия в момент отрыва, из которого следует, что

$$\cos\alpha_1 = \frac{\pi^2 n^2 R_1}{900g}. \qquad (346)$$

Если угловая скорость настолько велика, что отрыв мог бы произойти лишь в точке M (см. пунктирное положение шара на рис. 231), где угол $\alpha_1 = 0$, а $\cos\alpha_1 = 1$, то шар начнет центрифугировать, вращаясь как одно целое с мельницей. Этому случаю

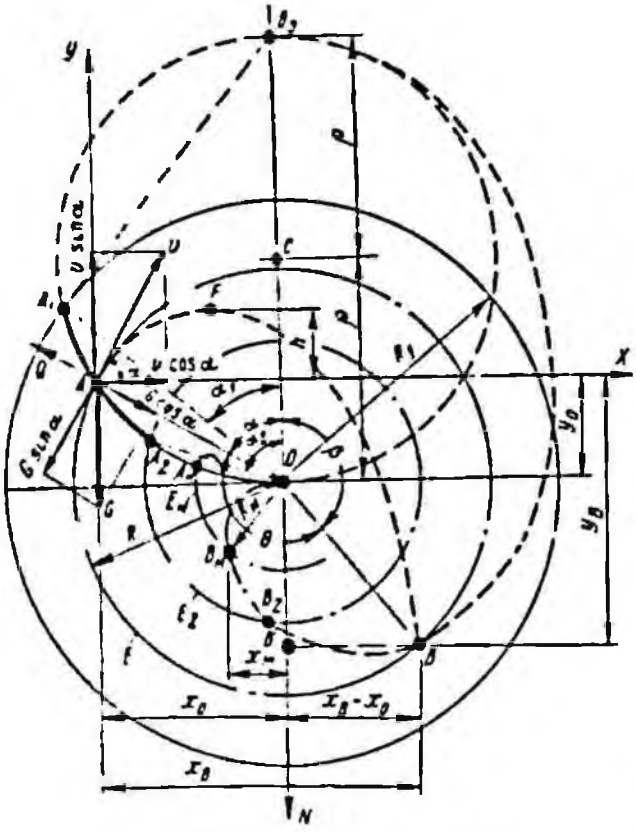


Рис. 232. Траектория полета шара

соответствует равенство $Q = G$ (центробежная сила инерции равна весу шара). Соответствующая скорость вращения называется условной критической. При $\alpha_1 = 0$ и $\cos\alpha_1 = 1$ формула (346) принимает вид

$$\frac{\pi^2 n_{кр}^2 R_1}{900g} = 1, \qquad (347)$$

где $n_{кр}$ — критическая скорость вращения [см. также формулу (329)].

Почленное деление уравнений (346) и (347) при $\frac{n}{n_{кр}} = \psi$ дает

$$\cos\alpha_1 = \psi^2, \qquad (348)$$

т. е. косинус угла отрыва шаров наружного слоя численно равен квадрату относительной скорости.

Относительный радиус. Для дальнейшего анализа вводится относительный, или безразмерный, радиус, равный отношению переменного радиуса R к наружному (наибольшему) R_1 (рис. 232)

$$K_R = \frac{R}{R_1}. \qquad (349)$$

В частности, коэффициент, соответствующий внутреннему радиусу R_2, обозначается через K

$$K = \frac{R_2}{R_1}. \qquad (350)$$

Условие динамического равновесия шара A, находящегося на окружности некоторого промежуточного радиуса R (где $R < R_1$), запишется аналогично предыдущему

$$G\cos\alpha = \frac{G}{g}\frac{v^2}{R}.$$

Так как здесь $v = \frac{\pi R n}{30}$, то последнее равенство принимает вид

$$\cos\alpha = \frac{\pi^2 n^2 R}{900g}. \qquad (351)$$

Почленное деление уравнения (351) на (346) приводит к соотношению

$$\cos\alpha = \psi^2\left(\frac{R}{R_1}\right) = \psi^2 K_R, \qquad (352)$$

т. е. в общем случае косинус угла отрыва равен произведению квадрата относительной скорости на относительный радиус.

Геометрическое место точек отрыва шаров, находящихся

в разных концентрических слоях шаровой загрузки, начиная с точки A_1, которой соответствует угол отрыва α_1, и конечная точкой A_2 с углом отрыва α_2, представится кривой A_1AA_2O (см. рис. 232).

Для всех точек этой кривой будет действительным уравнение (351), которое может быть переписано в следующем виде:

$$\frac{R}{\cos\alpha}=\frac{900g}{\pi^2n^2}. \qquad (353)$$

Для данной мельницы, вращающейся со скоростью n, правая часть выражения (353) является постоянной величиной

$$\frac{900g}{\pi^2n^2}=2\rho. \qquad (354)$$

Введем параметр ρ в уравнение (353), тогда

$$R=2\rho\cos\alpha. \qquad (355)$$

Уравнение (355) является уравнением окружности, отнесенным к полярным координатам. Следовательно, кривая A_1AA_2O есть дуга вспомогательной окружности радиуса ρ, вычисляемого по формуле (354). Центр этой окружности C лежит на оси OZ на расстоянии ρ от центра поперечного сечения барабана.

После отрыва в точке A промежуточный шар, обладая скоростью v, направленной под углом α к горизонту, начнет двигаться, как тело в свободном полете.

Для составления уравнения траектории движения шара в период полета начало координат помещают в точке A, ось AX направляют по горизонтали, а ось AY — по вертикали (см. рис. 232). Слагающая скорости вдоль оси AX будет постоянной величиной $v\cos\alpha$. По истечении времени t с момента отрыва абсцисса шара будет равна произведению слагающей скорости на время

$$x=t(v\cos\alpha). \qquad (356)$$

Вторая слагающая (по вертикали AY) в момент отрыва равна $v\sin\alpha$. Под влиянием направленного вниз ускорения силы тяжести она будет постепенно уменьшаться, дойдет до нуля, когда шар будет в вершине F своей траектории, затем переменит знак на обратный. По истечении времени t ордината будет равна

$$y=vt\sin\alpha-\frac{1}{2}gt^2. \qquad (357)$$

Из двух последних равенств следует, что траекторией движения шара является парабола, уравнение которой в координатах XAY имеет вид

$$y=x\operatorname{tg}\alpha-\frac{gx^2}{2v^2\cos^2\alpha}. \qquad (358)$$

Для определения наибольшей высоты h подъема шара над точкой отрыва A находят координаты вершины F параболы, так как $h=y_F$. Дифференцируя уравнение (358) и приравнивая производную $\frac{dy}{dx}$ нулю, определяют абсциссу x_F, а затем по исходной формуле (358) и ординату y_F. Подстановка дает

$$h=y_F=\frac{v^2\sin^2\alpha}{2g}. \qquad (359)$$

Для определения места падения шара, летящего по параболе AFB, в теории двухфазного цикла принимается допущение, что параболическое движение заканчивается в той точке B, в которой парабола пересекается с окружностью (с центром O), проходящей через точку отрыва A. Это дает возможность найти координаты точки B аналитически. В системе осей XAY (с началом в точке A) центр O мельницы (см. рис. 232) имеет координаты

$$x_0=R\sin\alpha;\ y_0=-R\cos\alpha. \qquad (360)$$

Уравнение окружности радиуса R, отнесенной к тем же осям XAY

$$x^2+y^2-2xR\sin\alpha+2yR\cos\alpha=0. \qquad (361)$$

Совместное решение уравнений параболы (358) и окружности (361) дает координаты точки B пересечения обеих кривых

$$x_B=4R\sin\alpha\cos^2\alpha, \qquad (362)$$

$$y_B=-4R\sin^2\cos\alpha. \qquad (363)$$

Тупой угол β или угол B_0OB, образованный радиусом OB с вертикалью OB_0, носит название угла падения. Он может быть выражен через угол отрыва α. Проектируя точку B на вертикальный диаметр, находят точку B'. Синус тупого угла β

$$\sin\beta=\frac{BB'}{R}.$$

Расстояние BB' есть разность абсцисс точек B и B' и, согласно формулам (362) и (360), равно

$$(x_B-x_0)=4R\sin\alpha\cos^2\alpha-R\sin\alpha=$$

$$=R(3\sin\alpha-4\sin^3\alpha).$$

Выражение в скобках есть синус утроенного угла. Следовательно,

$$(x_B-x_0)=R\sin3\alpha,$$

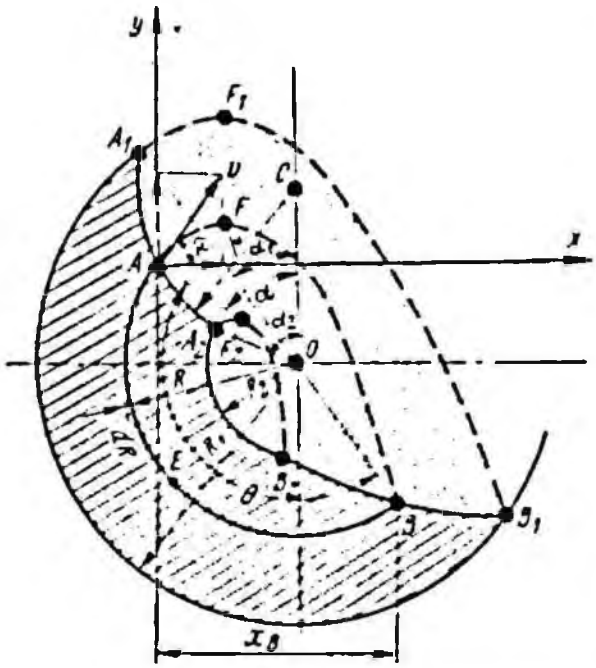


Рис. 233. Эпюра заполнения мельницы мелющими телами

откуда

$$\sin\beta = \frac{BB'}{R} = \frac{x_B - x_0}{R} = \sin 3\alpha.$$

Из последнего уравнения следует, что

$$\beta = 3\alpha, \qquad (364)$$

т. е. угол падения β равен утроенному углу отрыва α.

Центральный угол AOB (состоящий из углов AOB_0 и B_0OB), соответствующий параболе AFB, носит название угла полета. Он равен сумме $(\alpha + \beta)$, где $\beta = 3\alpha$. Поэтому полный угол полета равен учетверенному углу отрыва

$$(\alpha + \beta) = 4\alpha.$$

Центральный угол θ, соответствующий дуге BOA окружности, равен

$$\theta = 360° - (\alpha + \beta) = 360° - 4\alpha. \qquad (365)$$

Значения всех характерных углов α, β и θ необходимы для определения относительного радиуса K [см. формулу (350)].

Геометрическое место точек падения. Согласно уравнениям (352) и (364), радиус-вектор R точки отрыва A (равный радиусу-вектору точки падения B) равен

$$R = \frac{R_1}{\psi^2}\cos\frac{\beta}{3} = C_1\cos\frac{\beta}{3}, \qquad (366)$$

где $C_1 = \frac{R_1}{\psi^2}$ — постоянная для данной мельницы величина.

Уравнение (366) — есть уравнение геометрического места точек падения. Графически оно изобразится спиралью $B_0BB_1B_2O$. Начало спирали (точка B_0 при $\beta = 0$) совпадает с концом вертикального диаметра вспомогательной окружности отрыва, имеющей радиус ρ, как это видно из сопоставления предыдущих уравнений, в которых при $\beta = 0$ будет $\alpha = 0$ и $R = 2\rho = R_1$.

Концу спирали соответствует $\beta = 270°$ и $\alpha = \frac{\beta}{3} = 90°$, при которых, согласно уравнению (366), $R = 0$, т. е. радиус-вектор спирали обращается в нуль. Следовательно, спираль проходит через центр O.

Для построения **эпюры заполнения мельницы** (рис. 233) должны быть определены углы отрыва шаров наружного и внутреннего слоев α_1 и α_2.

По известной относительной скорости ψ угол отрыва шаров внешнего слоя находят из соотношения (348).

Если известно заполнение φ, то для расчета угла α_2 используется формула В. М. Осецкого [103], связывающая рассматриваемые параметры φ, α_1 и α_2

$$\varphi = \frac{1}{\pi\cos^2\alpha_1}\left[(\pi - 2\alpha)\cos 2\alpha - \alpha + \right.$$
$$\left. + \sin 2\alpha + \frac{1}{4}\sin 4\alpha\right]_{\alpha=\alpha_2}^{\alpha=\alpha_1}. \qquad (367)$$

Пользуясь формулой (367), составляют вспомогательную таблицу, связывающую численные значения параметров φ, α_1 и α_2. По заданным φ и α_1 из таблицы находят α_2. Затем по найденным значениям углов α_1 и α_2 вычисляют относительный радиус K, так как, согласно формулам (348, 350, 352), отношение наименьшего и наибольшего радиусов шаровой загрузки (относительный радиус) равно отношению соответствующих косинусов углов отрыва

$$K = \frac{R_2}{R_1} = \frac{\cos\alpha_2}{\cos\alpha_1}. \qquad (368)$$

Результаты расчета приведены в табл. 162.

Из табл. 162 видно, что при обычном заполнении $\varphi \cong 45\%$ и обычной относительной скорости $\psi \cong 80\%$ относительный радиус $K \cong 0{,}51$.

Значения относительного радиуса $K = \frac{R_2}{R_1}$ необходимы для теоретического определения мощности, потребляемой мельницами при водопадном режиме.

Таблица 162

Зависимость относительного радиуса $K=\frac{R_2}{R_1}$ от параметров φ и ψ

Коэффициент заполнения φ, %	K при относительной скорости ψ, %							
	65	70	75	80	85	90	95	100
30	0,527	0,635	0,700	0,746	0,777	0,802	0,819	0,831
35	—	0,511	0,618	0,683	0,726	0,759	0,781	0,797
40	—	0,237	0,508	0,606	0,669	0,711	0,740	0,760
45	—	—	0,288	0,506	0,600	0,656	0,694	0,721
50	—	—	—	0,332	0,508	0,592	0,644	0,676

§ 80. Потребляемая мельницами мощность

Полная мощность $N_э$, потребляемая электродвигателем из сети («электрическая мощность»), расходуется на приведение в движение мелющих тел (полезная мощность N_0) и на покрытие ряда потерь (во вращающемся барабане, на приводном механизме и в самом электродвигателе).

Полезный расход мощности N_0 зависит от параметров механического режима и определяется по теоретическим или эмпирическим формулам, приведенным ниже.

Энергетические потери в барабане состоят из потери на холостой ход, которой соответствует мощность холостого хода $N_{хол}$ (расходуемая на вращение барабана при отсутствии в нем мелющих тел) и дополнительной потери в подшипниках цапф, появляющейся под действием веса шаровой или стержневой загрузки и пульпы, на что расходуется мощность $N_{доп}$.

Полная мощность на оси барабана $N_б$ является суммой трех слагаемых

$$N_б = N_0 + N_{хол} + N_{доп}. \qquad (369)$$

Потери на приводном механизме (зубчатая передача, редуктор) учитываются введением механического коэффициента полезного действия передач η (в среднем для барабанных мельниц $\eta \approx 0{,}8$). Отсюда мощность на валу электродвигателя

$$N_в = \frac{N_б}{\eta}. \qquad (370)$$

Установочная (номинальная) мощность электродвигателя $N_{дв}$ назначается с некоторым запасом по сравнению с расчетной мощностью на валу

$$N_{дв} = K_{уст} N_в, \qquad (371)$$

где $K_{уст}$ — установочный коэффициент или коэффициент запаса (обычно $K_{уст} = 1{,}1$).

Полная мощность, потребляемая электродвигателем из сети $N_э$, зависит от электрического к. п. д. электродвигателя (в среднем $\eta_э = 0{,}92$)

$$N_э = \frac{N_в}{\eta_э} = \frac{N_б}{\eta\eta_э}.$$

Наибольшее слагаемое в формуле (369) — **полезная мощность** N_0, расходуемая на приведение в движение мелющей среды. Для нее применима обобщенная формула В. А. Олевского [101]

$$N_0 = A\gamma_{шс} V\sqrt{D}\,S_0, \ квт, \qquad (372)$$

где

$$A = \frac{1000\sqrt{2g}}{102\cdot 6\pi} = 2{,}31 \ м^{1/2}\cdot сек^{-1} \qquad (373)$$

(постоянная величина);

$\gamma_{шс}$ — объемный вес мелющих тел (шаровой или стержневой загрузки);

V — рабочий объем барабана, $м^3$;

D — диаметр барабана в свету, $м$;

S_0 — безразмерный коэффициент полезной мощности, зависящий от параметров механического режима φ и ψ и коэффициента трения f мелющих тел о футеровку.

Входящие в исходную формулу (369) слагаемые $N_{хол}$ и $N_{доп}$ определяются по эмпирическим формулам, установленным в результате испытаний. Для мощности **холостого хода** применима формула ВТИ — ЦКТИ * [88]

* Всесоюзный теплотехнический институт (Москва) и Центральный котлотурбинный институт (Ленинград).

$$N_{хол} = 3\sqrt{2}\sqrt{D_0}L\psi, \text{ квт}, \quad (374)$$

где D_0 — номинальный диаметр барабана, м;
L — длина барабана, м;
ψ — относительная скорость, доли единицы.

Дополнительные потери на трение в подшипниках, появляющиеся при наличии измельчающей среды, пропорциональны потерям холостого хода, причем коэффициент пропорциональности $K_ш$ равен отношению веса полной загрузки мельницы к весу остальных вращающихся частей

$$N_{доп} = K_ш N_{хол}. \quad (375)$$

Коэффициент $K_ш$ зависит от размера мельниц и их заполнения. При $\varphi = 45\%$ следует принимать: для самых малых мельниц (от МШР-900 × 900 до МШР-1500 × × 1600) — $K_ш = 0{,}25$; для малых (МШР-2100 × 1500 и МШР-2100 × 2200) — $K_ш = 0{,}4$; для средних (МШР-2700 × × 2100 и МШР-2700 × 2700) — $K_ш = 0{,}5$ и для больших — $K_ш = 0{,}6$.

В формуле (369) главную роль играет полезная мощность N_0, так как слагаемые $N_{хол}$ и $N_{доп}$ составляют значительно меньшую часть общей потребляемой мощности. Для малых мельниц (объемом меньше 5 м³) расход мощности на холостой ход составляет 25—30%, для мельниц средних размеров — снижается до 10—15% и для больших (объемом 22 м³ и выше) понижается до 4—5% полной мощности $N_б$ на оси барабана.

При теоретическом определении полезной мощности N_0 вычисляют коэффициент мощности S_0, входящий в обобщенную формулу (372). Различают два режима: тихоходный (чисто каскадный, или смешанный, с преобладанием перекатывания) и быстроходный (смешанный с преобладанием полета шаров или чисто водопадный).

При тихоходном режиме пригодны формулы С. Е. Андреева (338) или (344).

При быстроходном режиме для определения полезной мощности N_0 предложено несколько вариантов расчета, основанных на различных гипотезах о количестве энергии, расходуемой на движение мелющих тел.

Н. П. Неронов [87] считает, что при вычислении полезной мощности N_0 необходимо учитывать только ту часть работы, которая расходуется на подъем мелющих тел. В этом случае коэффициент мощности будет иметь следующую зависимость от параметров φ, ψ и K:

$$S_0^{I} = \psi^3 [3(1-K^4) - 2\psi^4(1-K^6)], \quad (376)$$

где K — относительный радиус, определяемый по табл. 162.

Величина N_0, получаемая после подстановки значения S_0^{I} в обобщающую формулу (372), близка к опытным данным только при малой относительной скорости ($\psi < 75\%$); при большой она дает заниженные результаты.

При выводе формулы, предложенной Л. Б. Левенсоном [72], З. Б. Конторовичем [54] и С. Е. Андреевым [6], принимается, что вся энергия, которой мелющее тело обладает в момент отрыва (т. е. сумма потенциальной энергии, равной работе на подъем, и кинетической, равной $\frac{mv^2}{2}$), целиком теряется им при ударе и потому должна быть возмещена электродвигателем полностью. В этом случае коэффициент мощности равен

$$S_0^{II} = S_0^{I} + \frac{3}{8}\psi^3(1-K^4), \quad (377)$$

где S_0^{I} — соответствует формуле [376] Н. П. Неронова, а второе слагаемое учитывает кинетическую энергию шаров.

Формула (377) дает завышенные результаты по сравнению с опытными данными.

В теории Девиса используется общая теория удара упругих тел (теорема Карно) и удар считается абсолютно неупругим. Формула Девиса [37], исправленная П. М. Сиденко и Н. П. Нероновым [87], имеет вид

$$S_0^{III} = \psi^3 [6(1-K^4) - 8\psi^4(1-K^6) + 3\psi^8(1-K^8)]. \quad (378)$$

Полезная мощность, вычисленная по формуле (378), примерно в 1,5 раза превосходит опытные данные [87].

В. А. Олевским [101] принято допущение, что полезный расход энергии определяется только радиальной составляющей скорости падения шаров (стержней) в момент удара, в то время как энергия, связанная с их движением по касательной, почти полностью возвращается барабану при падении (ударе) и компенсации этого расхода со стороны электродвигателя не требуется. Кроме того, учитывается (введением численного значения 0,94) тот факт, что в ударном действии и в потреблении энергии не принимают участие шары центральной («мертвой») зоны шаровой загрузки. При этих предположениях теоретический коэффициент полезной мощности равен

$$S_0^{IV} = 0{,}94\psi^7 [16(1-K^6) - 36\psi^4(1-K^8) + 28{,}8\psi^8(1-K^{10}) - 8\psi^{12}(1-K^{12})]. \quad (379)$$

Формула (379) дает хорошее совпадение с опытными данными при условии, если относительная скорость вращения ψ не превышает 84%.

Помимо теоретических на основе обобщения экспериментальных данных предложен ряд чисто эмпирических формул для определения полезной мощности. Такие формулы приведены в литературе [72, 138, 140] и др.

Из эмпирических формул наиболее применимы формулы, полученные при испытаниях углеразмольных мельниц и принятые при составлении норм ВТИ — ЦКТИ [88]. Применительно к рудным мельницам соответствующий коэффициент мощности приближенно определяется по формуле

$$S_0^V = 2{,}65\psi\varphi^{0,9}. \qquad (380)$$

Для быстрых расчетов может быть использован график функции S_0^V (380), изображенный на рис. 234.

Согласно опытам Хукки [152], в лабораторных шаровых и стержневых мельницах мощность увеличивается в функции относительной скорости по закону прямой линии до некоторой точки, при которой достигает своего максимума, после чего резко падает, так как мельница вскоре переходит на режим махового колеса. Например: при $\varphi = 50\%$ максимум достигается при $\psi_m = 92\%$; при $\varphi = 45\%$ $\psi_m = 100\%$ (критическая скорость); при $\varphi = 40\%$ — $\psi_m = 120\%$ и при $\varphi = 35\%$ — $\psi_m \approx 150\%$ критической.

На УЗТМ были проведены испытания модели шаровой мельницы (300 × 300 *мм*) с прозрачной торцовой стенкой, через которую движение шаров было заснято на кинопленку [85]. Установлено, что при всех скоростных режимах мельницы внутри шаровой ее загрузки образуется неподвижная зона (ядро), вокруг которой происходит циркуляция шаров (рис. 227). Опытами НИИТяжмаша подтверждены кривые Хукки и данные Гау: при заполнении $\varphi = 45\%$ полезная мощность модели достигает максимума при скорости $\psi_m \approx 95\%$ критической, что близко к данным Хукки и Гау.

Гау [6, 10] рекомендует пользоваться при расчетах графиками мощности, потребляемой опытной мельницей размерами 610 × 610 *мм* и объемом 0,178 $м^3$. Соответствующие значения мощности P приведены в табл. 161. Графики Гау (или относящиеся к ним данные табл. 161) могут быть использованы для определения коэффициента полезной мощности S_0.

Подстановка исходных данных в обобщенную формулу (372) с учетом равенства (373) дает для мельницы 610 × 610 *мм*

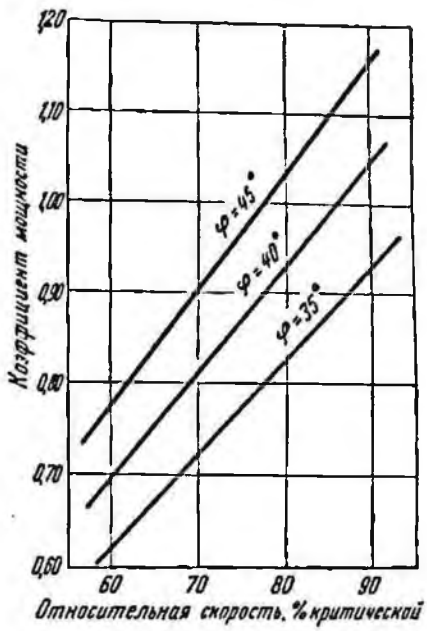


Рис. 234. Коэффициент мощности S_0^V, вычисленный по эмпирической формуле ВТИ — ЦКТИ

$$N_0 = A\gamma_ш V\sqrt{D}\,S_0 = 2{,}31 \cdot 4{,}8 \times$$

$$\times 0{,}178\sqrt{0{,}61}\,S_0 = 1{,}5\,S_0,\ квт.$$

Если приравнять величину N_0 мощности P, экспериментально найденной Гау и приведенной в табл. 161,

$$N_0 = 1{,}5S_0 = P,$$

то

$$S_0^{VI} = \frac{P}{1{,}5}. \qquad (381)$$

Следовательно, коэффициент полезной мощности S_0^{VI} может быть определен непосредственно по опытам Гау как функция φ и ψ (см. табл. 161). Результаты пересчета по формуле (381) показаны на рис. 235.

В табл. 163 приведены данные определения мощностей электродвигателей мельниц типа МШР по трем вышеприведенным методам расчета, показывающие сходимость полученных результатов.

Пример. Рассчитать электродвигатель для шаровой мельницы с решеткой МШР-32-31 (см. табл. 151), со скоростью вращения $n = 19{,}8$ *об/мин* (что соответствует относительной скорости $\psi = 0{,}81$ или 81% критической); коэффициент заполнения φ мельницы шарами принят 0,45 или 45%.

Диаметр барабана номинальный $D_0 = 3{,}2$ *м*, в свету $D = 3$ *м*; длина бара-

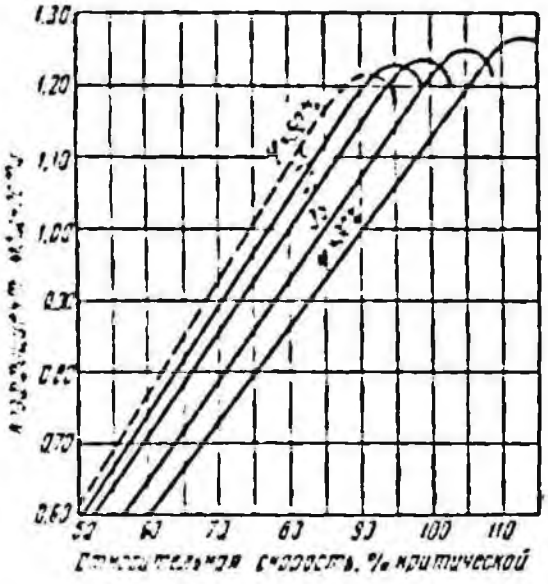


Рис. 235. Коэффициент мощности S_0^{VI}, вычисленный по опытам Гау

бана $L = 3{,}1$ м; наименьший рабочий объем

$$V = \frac{\pi}{4} D^2 L = \frac{3{,}14}{4} \cdot 3^2 \cdot 3{,}1 = 22 \text{ м}^3.$$

Мощность холостого хода по формуле (374)

$$N_{хол} = 3 \sqrt{2} \sqrt{D_0} L \varphi = 19 \text{ квт}.$$

В соответствии с примечанием к формуле (375) для МШР-32-31 отношение веса шаровой загрузки к весу барабана при $\varphi = 0{,}45$ будет $K_ш = 0{,}6$. Отсюда по формуле (375) дополнительный расход мощности

$$N_{доп} = K_ш N_{хол} = 0{,}6 \cdot 19 = 11 \text{ квт}.$$

Полезная составляющая N_0 определяется по трем вариантам.

Расчет по теоретической формуле. Для определения полезной мощности по обобщенной формуле (372) предварительно находим $K = 0{,}51$ по табл. 162, а затем по формуле (379) коэффициент мощности $S_0^V = 0{,}94 \cdot 1{,}14 = 1{,}07$; отсюда по формуле (372)

$$N_0 = A \gamma_ш V \sqrt{D} S_0^V = 404 \cdot 1{,}07 = 432 \text{ квт}.$$

Таблица 163

Мощность электродвигателей для шаровых мельниц с решеткой (при $\varphi = 45\%$, $\gamma_ш = 4{,}6$ т/м³, $\eta = 0{,}8$, $K_{уст} = 1{,}1$)

Тип мельницы		Номинальная (установочная) мощность электродвигателя $N_{дв}$, квт					
		предельная		паспортная (по данным заводов-изготовителей)	расчетная [1]		
ГОСТ 10141-62	ГОСТ 10141-69	ГОСТ 10141-62	ГОСТ 10141-69		по теоретическим формулам (372) и (379)	по эмпирической формуле (380)	по методу моделей (см. рис. 235)
МШР-9-9	МШР-900 × 900	13	15	13	11	11	11
МШР-12-12	МШР-1200 × 1200	30	30	30	25	27	27
МШР-15-16	МШР-1500 × 1600	55	55	55	55	55	54
МШР-21-15	МШР-2100 × 1500	130	132	132	106	102	104
МШР-21-22	МШР-2100 × 2200	160	160	200	154	151	153
—	МШР-2100 × 3000	—	200	200	210	206	208
МШР-27-21	МШР-2700 × 2100	300	315	300	267	266	268
МШР-27-27	МШР-2700 × 2700	380	315	—	340	342	342
—	МШР-2700 × 3600	—	400	380	457	456	458
МШР-32-31	МШР-3200 × 3100	630	630	600	635	625	630
МШР-36-40	МШР-3600 × 4000	1000	1000	1100	1035	1040	1035
МШР-36-50	МШР-3600 × 5000	1250	1250	1250	1310	1300	1315
МШР-40-50	МШР-4000 × 5000	1600	2000	2000	1740	1740	1745
—	МШР-4500 × 5000	—	2500	2500	2320	2350	2320

[1] Расчетный (наименьший) рабочий объем и скорость вращения барабана по данным табл. 151 и 152.

Полная мощность на оси барабана по формуле (369)

$$N_б = N_{хол} + N_{доп} + N_0 = 19 + 11 + 432 = 462 \text{ квт},$$

мощность на валу двигателя по формуле (370)

$$N_в = \frac{N_б}{\eta} = \frac{462}{0{,}8} = 578 \text{ квт}.$$

Номинальная мощность двигателя по формуле (371)

$$N_{дв} = K_{уст} N_в = 1{,}1 \cdot 578 = 635 \text{ квт}.$$

Расчет по эмпирической формуле. Коэффициент мощности по графику (рис. 234), соответствующему эмпирической формуле (380), при $\varphi = 0{,}45$ и $\psi = 0{,}81$

$$S_0^{\gamma} = 2{,}65\psi\varphi^{0{,}9} \cong 1{,}05$$

и полезная мощность

$$N_0 = A\gamma_ш V \sqrt{D}\, S_0^{\gamma} = 404 \cdot 1{,}05 = 424 \text{ квт}.$$

Полная мощность на оси барабана и на валу электродвигателя соответственно равны

$$N_б = 19 + 11 + 424 = 454 \text{ квт},$$

$$N_в = \frac{454}{0{,}8} = 568 \text{ квт}.$$

Номинальная мощность двигателя

$$N_{дв} = K_{уст} N_в = 1{,}1 \cdot 568 = 625 \text{ квт}.$$

Расчет по методу моделей. По рис. 235 при $\varphi = 45\%$ и $\psi = 81\%$ коэффициент мощности $S_0^{\gamma 1} = 1{,}06$. Отсюда

$$N_0 = A\gamma_ш V \sqrt{D}\, S_0^{\gamma 1} = 404 \cdot 1{,}06 = 428 \text{ квт}.$$

Полная мощность на оси барабана и на валу двигателя соответственно равны

$$N_б = 19 + 11 + 428 = 458 \text{ квт},$$

$$N_в = \frac{458}{0{,}8} = 573 \text{ квт}.$$

Номинальная мощность электродвигателя

$$N_{дв} = K_{уст} N_в = 1{,}1 \cdot 573 = 630 \text{ квт}.$$

Таким образом, по трем вариантам расчета мощность двигателя должна быть 635,

Таблица 164

Расчетная мощность электродвигателей и шаровая загрузка шаровых мельниц с центральной разгрузкой (при $\varphi = 42\%$; $\gamma_ш = 4{,}6$ $т/м^3$; $\eta = 0{,}8$; $K_{уст} = 1{,}1$)

Тип мельницы		Номинальная (установочная) мощность электродвигателя $N_{дв}$, квт*				Шаровая загрузка, $т$		
		предельная						
ГОСТ 10141–62	ГОСТ 10141–69	ГОСТ 10141–62	ГОСТ 10141–69	паспортная (по данным заводов-изготовителей)	расчетная по эмпирической формуле (380)	расчетная (при $\varphi = 0{,}42$)*	максимальная по ГОСТ 10141–69	рекомендуемая заводом-изготовителем
МШЦ-9-18	МШЦ-900 × 1800	22	22	22	20	1,6	1,7	1,7
МШЦ-12-24	МШЦ-1200 × 2400	55	45	—	40	3,7	3,8	—
МШЦ-15-31	МШЦ-1500 × 3000	100	110	100	84	7,8	7,7	8,0
МШЦ-21-30	МШЦ-2100 × 3000	200	200	200	185	16,5	16,5	16,5
МШЦ-27-36	МШЦ-2700 × 3600	400	400	380	412	33	34,0	34,0
МШЦ-32-45	МШЦ-3200 × 4500	800	800	900	830	60	61,0	61,0
МШЦ-36-55	МШЦ-3600 × 5500	1250	1250	1250	1330	94	94,0	94,0
МШЦ-40-55	МШЦ-4000 × 5500	1600	2000	2000	1650	115	115,0	115,0
МШЦ-45-60	МШЦ-4500 × 6000	—	2500	2500	2470	161	164,0	164,0

* Расчетный (номинальный) объем и скорость вращения барабана приняты по данным табл. 153.

Таблица 165

Расчетная мощность электродвигателей и стержневая загрузка для стержневых мельниц (при заполнении стержнями $\varphi = 35\%$, объемном весе стержней $\gamma_c = 6{,}6\ т/м^3$; $\eta = 0{,}8$; $K_{уст} = 1{,}1$)

Тип мельницы		Номинальная (установочная) мощность электродвигателя $N_{дв}$, *квт* *				Стержневая загрузка, *т*		
		предельная		паспортная (по данным заводов-изготовителей)	расчетная по эмпирической формуле (380)	расчетная (при $\varphi = 0{,}35$)	максимальная по ГОСТ 10141–62 (при $\varphi = 0{,}42$)*	рекомендуемая заводом-изготовителем
ГОСТ 10141–62	ГОСТ 10141–69	ГОСТ 10141–62	ГОСТ 10141–69					
МСЦ-9-18	МСЦ-900 × 1800	22	22	22	18	2	2,3	2,3
МСЦ-12-24	МСЦ-1200 × 2400	55	45	40	44	5	5,2	5,5
МСЦ-15-30	МСЦ-1500 × 3000	100	110	100	81	10	10,5	10,5
МСЦ-21-30	МСЦ-2100 × 3000	200	200	200	168	20	22	22
МСЦ-27-36	МСЦ-2700 × 3600	400	400	380	350	40	45,5	44
МСЦ-32-45	МСЦ-3200 × 4500	800	800	630	690	74	83	83
МСЦ-36-55	МСЦ-3600 × 5500	1250	1250	1100	1170	113	127	127
МСЦ-40-55	МСЦ-4000 × 5500	1600	2000	1600	1500	140	150	129
МСЦ-45-60	МСЦ-4500 × 6000	—	2500	2500	2200	195	220	220

* Расчетный (номинальный) объем и скорость вращения барабана приняты по табл. 155.

625 и 630 *квт* — расхождения незначительны. По ГОСТу (см. табл. 151 и 152) предельная мощность двигателя для данной мельницы $N_{дв} = 630$ *квт*.

Три метода расчета дают близкие результаты не только для МШР-32-31, но и для мельниц с решеткой других типоразмеров (см. табл. 163).

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой применяются главным образом для II стадии измельчения, чаще всего — для доизмельчения промежуточных продуктов. Заполнение принимается меньшим, чем для мельниц с решеткой.

Установочная мощность электродвигателей шаровых мельниц с центральной разгрузкой, вычисленная по формулам (372) и (380), и паспортная приведены в табл. 164.

Мощность двигателей стержневых мельниц, вычисленная по тем же формулам, приведена в табл. 165 *.

По ГОСТ 10141—69 унифицированы предельные мощности электродвигателей для мельниц МШЦ и МСЦ одинаковых размеров. Однако в необходимых случаях для мельниц МСЦ следует заказывать электродвигатель меньшей мощности в соответствии с принятым заполнением и скоростью вращения.

§ 81. Износ шаров в мельнице

Скорость износа шара в мельнице, т. е. убыль его начальной массы G (*кг*) в единицу времени, по экспериментальным исследованиям пропорциональна n-й степени диаметра шара

$$\frac{dG}{dt} = K_{изн} D_ш^n, \qquad (382)$$

где $K_{изн}$ — коэффициент износа.

Показатель степени n зависит от скоростного режима мельницы, от качества металла и абразивности руды. При тихоходном режиме (каскадном с перекатыванием шаров) показатель $n \approx 2$, т. е. скорость износа пропорциональна квадрату диаметра или поверхности шара (по Мерселлю и Прентису). При обычном смешанном режиме (с преимущественным полетом шаров) показатель $n \approx 2{,}3$ (по Бонду и Разумову) или $n \approx 2{,}5$ (по Олевскому). При быстроходном режиме (заполнение $\varphi \approx 0{,}45$ и скорость $\psi \approx 0{,}8$) показатель $n = 3$ (по Девису), т. е. скорость износа

* Ранее паспортная мощность электродвигателя 900 *квт* для стержневой мельницы МСЦ-3200 × × 4500 была значительно завышена. Это подтверждается замерами, произведенными на фабрике НКГОК: при нормальной стержневой загрузке (около 70 *т*) потребляемая из сети мощность составляла всего 700 *квт*.

пропорциональна кубу диаметра или весу (объему) шара.

Для приближенных расчетов можно пренебречь расхождением результатов, считая $n = 3$.

При регулярной догрузке мельницы одноразмерными шарами диаметром D_1 (односерийная догрузка) гранулометрическая характеристика всей шаровой загрузки приобретает вид параболической кривой: суммарный выход γ классов шаров крупнее $D_ш$ (мм) может быть выражен уравнением

$$\gamma = 100\left[1 - \left(\frac{D_ш}{D_{ш_1}}\right)^m\right], \%, \quad (383)$$

причем, как показал К. А. Разумов [123] сумма степеней в двух последних формулах всегда равна 6, т. е. $n + m = 6$, откуда

$$m = 6 - n. \quad (384)$$

На основании формулы (384) принятому значению степени n соответствует определенная величина второго показателя: $m = 4$ (по Мартселлю); $m = 3{,}7$ (по Бонду и Разумову); $m = 3{,}5$ (по Олевскому) и $m = 3$ (по Девису).

Наиболее простые соотношения соответствуют кубической параболе Девиса ($m = 3$) (рис. 236).

Мельницу после перефутеровки следует загружать шарами различных размеров в соответствии с характеристикой крупности шаров, наблюдаемой при установившемся режиме. При соблюдении этого условия характеристика будет сохраняться в период перехода от начальной шаровой загрузки к конечной. Поэтому при регулярной догрузке одноразмерными шарами начальная загрузка подбирается по кривой Девиса.

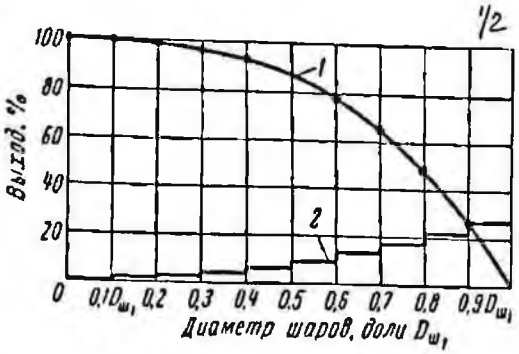
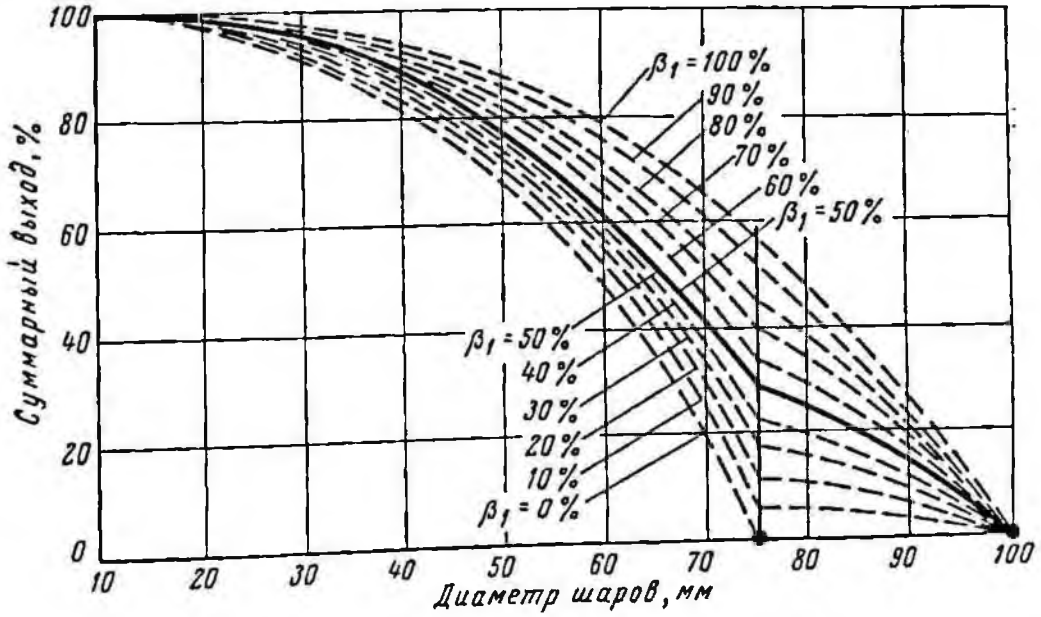


Рис. 236. Характеристики крупности шаров при одноразмерной догрузке шарами D_1 (по формуле Девиса):
1 — суммарный выход; *2* — выход отдельных классов

При рационной догрузке смесью шаров разного размера ($D_{ш1}$, $D_{ш2}$, $D_{ш3}$ и т. д.) суммарный выход шаров крупных классов определяется суммой частных выходов [101]

$$\gamma = \frac{1}{100}(\gamma_1\beta_1 + \gamma_2\beta_2 + \gamma_3\beta_3 + \ldots), \quad (385)$$

Рис. 237. Характеристики крупности шаровой загрузки при рационной двухсерийной догрузке шарами $D_1 = 100$ мм и $D_2 = 75$ мм в различных соотношениях



где β_1, β_2, β_3 — коэффициенты рационирования, представляющие собой отношения веса всех шаров данного размера к общему весу партии единовременно догружаемых шаров.

При загрузке шарами двух размеров $D_{ш1}$ и $D_{ш2}$ (двухсерийная догрузка) характеристика приобретает вид двояковыпуклой кривой, состоящей из двух отрезков кубических парабол (рис. 237); при трехсерийной догрузке — характеристика состоит из трех криволинейных участков.

Вес порции одновременно догружаемых шаров устанавливается на основании опытных данных о расходе шаровой стали, необходимом для измельчения данной руды в заданных условиях (мельница данного размера и принятый механический режим). При этом вес догружаемой партии как одноразмерных, так и многоразмерных шаров может быть определен несколькими способами: по удельному расходу шаровой стали или по коэффициенту износа $K_{изн}$, выраженному в *кг/сутки* на 1 *т* общей шаровой загрузки [см. формулу (382)], или по расходу энергии, которой пропорционален износ шаров.

При рационной догрузке необходимо учитывать различную износостойкость крупных и мелких шаров, входящих в состав догружаемой партии, принимая для шаров разного размера различные значения коэффициента износа $K_{изн}$ [101]. Экономичность перехода с одноразмерных шаров на рационную догрузку подтверждается опытом ряда фабрик, в частности Кировской АПОФ [101].

Удельный расход измельчающих тел на некоторых обогатительных фабриках приведен ниже (§ 89 и 99).

Глава XIX

Закономерности процесса измельчения

§ 82. Удельная поверхность продуктов измельчения

Для оценки гранулометрического состава используется уравнение Розина — Раммлера [1] $R = 100e^{-md^n}$

На основе этого уравнения строится двойная логарифмическая сетка, с помощью которой характеристики «выпрямляются» (см. рис. 5).

Частным случаем предыдущего уравнения (при $n = 1$) является упрощенное экспоненциальное уравнение Б. А. Олевского: $R = 100e^{-m_0 d}$.

Номинальной крупностью продукта (и крупностью разделения при классификации) называется размер $d_н$ того сита, на котором при ситовом анализе получился бы остаток $R_н = 5\%$ (или просев 95%). При введении номинальной крупности развернутое и упрощенное уравнения принимают соответственно вид

$$R = 100e^{-3\left(\frac{d}{d_н}\right)^n} \quad \text{и} \quad R = 100e^{-3\left(\frac{d}{d_н}\right)}.$$

График второй из этих функций представляет собой универсальную характеристику (см. рис. 6).

Упрощенное уравнение может быть представлено и в логарифмической форме

$$\lg \frac{100}{R} = \frac{A}{d_н}.$$

Это уравнение позволяет определять содержание расчетного мелкого класса ($-d + 0$ *мм*) по номинальной крупности и наоборот (рис. 238).

Характеристики крупности, изображенные на двойной логарифмической сетке (см. рис. 5), важны для оценки работы данного измельчительного агрегата. Они отражают влияние основных факторов (размера шаров, циркулирующей нагрузки, удельной нагрузки и т. д.) и позволяют выяснить, нормально ли работает агрегат в целом и в чем причина дефектов его работы.

Помимо гранулометрического состава и характеристик крупности пользуются косвенным показателем крупности продукта измельчения — величиной **вновь образованной поверхности**. Для продуктов особенно тонкого и сверхтонкого помола этот показатель крупности вообще является единственно возможным.

Различают поверхность: расчетную (или теоретическую); физическую, измеренную какими-либо точными физико-химическими методами; условную, выраженную через какой-либо условный параметр.

Во всех случаях определяют **удельную поверхность**, под которой понимают суммарную площадь поверхности частиц, имеющих в общей сложности вес, равный единице (например, 1 *кг* или 1 *г*). Удельная поверхность S измеряется в $см^2/кг$ или в $см^2/г$.

[1] См. формулу (3) первого тома Справочника.

При определении расчетной удельной поверхности S какого-либо продукта в первом приближении принимают, что все частицы, входящие в данный узкий его класс, имеют правильную геометрическую форму и характеризуются средним размером d.

Если общий вес продукта равен 1 $г$, то вес частиц какого-либо класса с выходом γ (в долях единицы) численно равен выходу γ (в $г$). При плотности материала δ ($г/см^3$) суммарный объем частиц данного класса равен частному $\frac{\gamma}{\delta}$ ($см^3$). Объем одной частицы кубической формы равен d^3; число частиц, входящих в данный класс, $N = \frac{\gamma}{\delta d^3}$; поверхность одной частицы кубической формы равна $6d^2$ ($см^2$), а общая поверхность всех частиц данного класса составит

$$S_l = 6d^2N = \frac{6\gamma}{\delta d}, \quad см^2/г. \qquad (386)$$

Ту же поверхность будет иметь класс, если частицы имеют сферическую форму или форму цилиндра, высота которого равна основанию.

Общая расчетная удельная поверхность (т. е. поверхность всех частиц одной весовой единицы данного продукта) S_0 находится суммированием по классам

$$S_0 = \sum S_l = \frac{6}{\delta}\left(\frac{\gamma_1}{d_1} + \frac{\gamma_2}{d_2} + \right.$$

$$\left. + \frac{\gamma_3}{d_3} + \ldots + \frac{\gamma_n}{d_n}\right). \qquad (387)$$

При определении поверхности частиц какого-либо одного класса со средним диаметром d_l в формуле (386) берется $\gamma = 1$ и $d = d_l$. Например, при $\delta = 2{,}65$ $г/см^3$ (кварц) по уравнению (386)

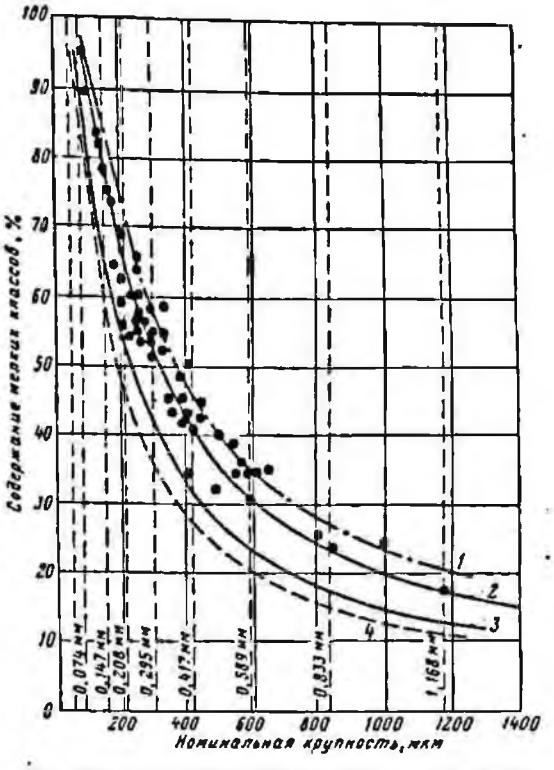


Рис. 238. Содержание мелких классов в продукте измельчения I стадии в зависимости от номинальной крупности:

1 — содержание класса —44 *мкм*; *2* — то же, —53 *мкм*; *3* — то же —74 *мкм*; *4* — то же, —88 *мкм*; точки — по экспериментальным данным по —74 *мкм*

расчетная (теоретическая) удельная поверхность составит

$$S_0 = \frac{6}{2{,}65} \cdot \frac{1}{d_l} = \frac{2{,}26}{d_l}, \quad см^2/г, \qquad (388)$$

где d_l — средний диаметр (табл. 166).

Таблица 166

Расчетная (теоретическая) удельная поверхность узких классов кварца

Крупность класса, *мм*	Средний диаметр частиц данного класса d_l, *мм*	Теоретическая поверхность по формуле (388) S_0, $см^2/г$	Крупность класса, *мм*	Средний диаметр частиц данного класса d_l, *мм*	Теоретическая поверхность по формуле (388) S_0, $см^2/г$
—3,32 +2,36	2,84	8	—0,295 +0,208	0,250	90
—2,36 +1,65	2,00	11	—0,208 +0,147	0,178	128
—1,65 +1,17	1,41	16	—0,147 +0,104	0,125	180
—1,17 +0,833	1,00	23	—0,104 +0,074	0,089	254
—0,833 +0,589	0,71	32	—0,074 +0,053	0,063	360
—0,589 +0,417	0,50	45	—0,053 +0,038	0,046	500
—0,417 +0,295	0,355	64			

Графические методы определения теоретической удельной поверхности. При графическом методе определения удельной поверхности продукта характеристику крупности «по минусу» (по результатам ситового анализа) наносят на диаграмму, где на оси абсцисс отложены величины x, обратные диаметрам $x = \frac{1}{d}$. Тогда, согласно формуле (388), удельная поверхность

$$S_0 = \frac{6}{\delta}(\gamma_1 x_1 + \gamma_2 x_2 + \gamma_3 x_3 + \ldots + \gamma_n x_n). \quad (389)$$

Выделив на оси абсцисс узкий класс (со средним диаметром d_i) или средним значением x_i), выход которого соответствует элементарному участку оси ординат $\Delta\gamma$, можно, согласно формуле (386), найти поверхность частиц узкого класса крупности как произведение

$$\Delta S_i = \frac{6}{\delta}\frac{\Delta\gamma}{d_i} = \frac{6}{\delta} x_i \Delta\gamma. \quad (390)$$

Полная удельная поверхность может быть найдена интегрированием в пределах от $\gamma = 0$ до $\gamma = 1$, что возможно выполнить графически. Поскольку произведение $x_i\Delta\gamma$ изображается на диаграмме (в определенном масштабе), заштрихованной элементарной площадкой, полная поверхность численно равна всей площади между кривой и осями координат, умноженной на постоянный множитель $\frac{6}{\delta}$. Планиметрируя эту площадь, находят удельную поверхность S_0 данного продукта.

Другой приближенный метод определения удельной поверхности по данным ситового анализа предложен Миттагом [101]. На диаграмме с характеристикой крупности $R = f(d)$ (кривая суммарных остатков) ось ординат (ось суммарных выходов) разбивают на 10 равных участков (по 10%) и через середину каждого проводят горизонталь до пересечения с кривой $R = f(d)$. Абсцисса точки пересечения принимается за средний диаметр данного узкого класса d_i (с выходом 10%). В этом случае в формуле (387) все числители дробей будут одинаковыми и равными

$$\gamma = \gamma_1 = \gamma_2 = \gamma_3 \ldots = 0{,}1,$$

а формула примет следующий вид:

$$S_0 = \frac{6}{\delta}\sum\frac{0{,}1}{d_i} = \frac{0{,}1 \cdot 6}{\delta}\left(\frac{1}{d_1} + \frac{1}{d_2} + \ldots + \frac{1}{d_{10}}\right). \quad (391)$$

При аналитическом или графическом расчете удельной поверхности по данным ситового анализа не учитывается действительная форма частиц, обычно отличающихся от правильных шаров или кубиков и имеющих шероховатость, трещины и поры, поэтому их фактическая удельная поверхность S_f больше S_0, найденной по формуле (387). Коэффициент перехода от вычисленной поверхности S_0 к измеренной S_f зависит от формы частиц и шероховатости и крупности взятых классов. Отношение $\frac{S_f}{S_0}$ носит название коэффициента формы K_Φ [7]. По О. С. Богданову [21], значение коэффициента формы находится в пределах 1,5—10 (для малопористых минералов).

Для экспериментального определения удельной поверхности применяют химические и физические методы, как более точные, так и приближенные (экспрессные). К точным методам относятся растворение и адсорбция. Метод растворения основан на том, что скорость реакции между твердым телом и жидкостью пропорциональна поверхности их контакта, а метод адсорбции — на способности некоторых веществ (в частности, газов) адсорбироваться твердыми телами (скапливаться на поверхности твердых тел). Измеряя количество израсходованного на адсорбцию газа, определяют удельную поверхность.

В практике измельчения обычно применяют экспрессные физические методы анализа: метод фильтрации воды и метод просасывания воздуха.

Для измерения поверхности сухих порошков широко применяют пневматический поверхностемер системы В. В. Товарова [81]. Показания этого прибора дают некоторую условную величину удельной поверхности в отличие от действительной, определяемой точными физико-химическими методами.

Удельная поверхность может быть вычислена по уравнениям характеристики. Применительно к уравнению Розина — Раммлера удельная поверхность составит

$$S = \frac{6 \cdot 10^4 n}{\delta x_e^n}\int_{x_1}^{x_2} x^{n-2} e^{-\left(\frac{x}{x_e}\right)^n} dx,$$

где x_e — диаметр зерен класса, соответствующего суммарному выходу 36,8%.

Интеграл может быть вычислен после разложения подынтегральной функции в ряд

Таблица 167

Расчетная удельная поверхность измельченной эталонной руды плотностью $\delta = 2{,}65$ г/см³

Содержание класса $-0{,}074$ мм β_{74}, %	Номинальная крупность (сито, дающее 5% остатка) $d_н$, мкм	Удельная поверхность по формуле (395) при $\delta = 2{,}65$ г/см³ $S_к$, см²/г	Содержание класса $-0{,}074$ мм β_{74}, %	Номинальная крупность (сито, дающее 5% остатка) $d_н$, мкм	Удельная поверхность по формуле (395) при $\delta = 2{,}65$ г/см³ $S_к$, см²/г
0	—	0	50	320	865
5	4400	100	55	280	900
10	2100	195	60	240	1075
15	1350	280	65	210	1170
20	1000	360	70	185	1300
25	770	440	75	160	1440
30	620	520	80	140	1580
35	515	600	85	117	1790
40	435	690	90	96,5	2030
45	370	780	95	74	2400

$$S = \frac{6 \cdot 10^4 n}{\delta x_c^n}\left[\frac{x^{n-1}}{n-1} - \frac{x^{2n-1}}{x_c^n(2n-1)} + \right.$$
$$\left. + \frac{x^{3n-1}}{x_c^{2n} 1 \cdot 2\,(3n-1)} \cdots\right]_{x_1}^{x_2}. \quad (392)$$

Нижний предел можно считать равным нулю ($x_1 = 0$) только при $n > 1$; при $n < 1$ следует принимать некоторый условный минимум, например $x_1 = 1$ мкм [7].

В частном случае при $n = 1$ интеграл приобретает более простой вид

$$S = \frac{6 \cdot 10^4 b_0}{\delta}\int_{x_1}^{x_2} e^{-b_0 x}\frac{dx}{x}, \text{ см}^2/\text{г}, \quad (393)$$

где x — размер частицы, мкм.

Этот интеграл также берется после разложения подинтегральной функции в ряд

$$S = \frac{6 \cdot 10^4 b_0}{\delta}\left[\ln x - b_0 x + \frac{b_0^2}{4}x^2 - \right.$$
$$\left. - \frac{b_0^3}{18}x^3 + \frac{b_0^4}{24}x^4 \cdots\right]_{x=x_1}^{x=x_2}. \quad (394)$$

Интегрируя в пределах от $x_1 = 1$ мкм до $x_2 = d_н$, определяют основную часть удельной поверхности, которая приходится на классы $-d_н + 1$ мкм, пренебрегая наличием классов крупнее $d_н$ и мельче 1 мкм (где $d_н$ — номинальная крупность). Тогда формула для определения основной части удельной поверхности ($S_н$) примет следующий вид [101]:

$$S_н = 2{,}302\,\frac{18 \cdot 10^4}{\delta d_н}\lg\left(\frac{d_н}{5{,}47}\right), \text{ см}^2/\text{г}, \quad (395)$$

где $S_н$ — номинальная удельная поверхность, см²/г;

δ — плотность, г/см³;

$d_н$ — номинальная крупность, мкм.

В табл. 167 приведены результаты расчета удельной поверхности $S_н = S_к$ для эталонного материала плотностью $\delta = 2{,}65$ г/см³ (см. также кривую $S_к$ на рис. 239). Для других материалов

$$S_н = S_к \cdot \frac{2{,}65}{\delta}. \quad (395, а)$$

Величина $S_н$ характеризует только основную часть поверхности. Для приближения к действительности необходимо

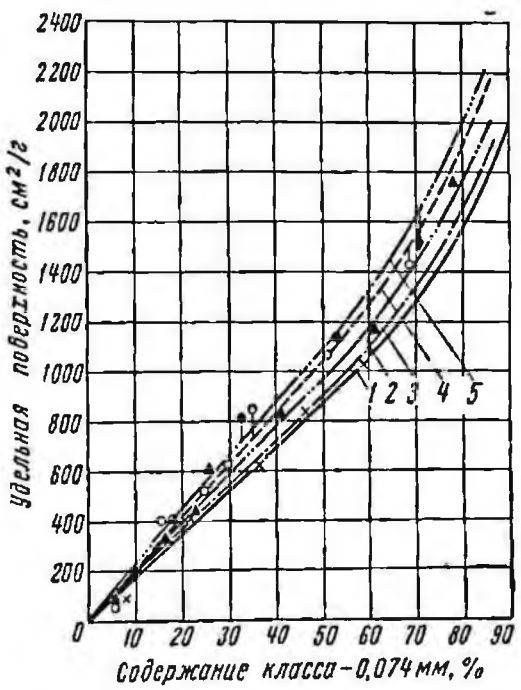


Рис. 239. Зависимость удельной поверхности от содержания в продукте класса — 0,074 мм: *1* — теоретическая кривая $S_к$ ($\delta = 2{,}65$ г/см³; $k_ф = 1$); *2* — гранит, сухое измельчение ($k_ф = 1$); *3* — кварц, сухое измельчение ($k_ф = 1{,}12$); *4* — кварц, мокрое измельчение ($k_ф = 1{,}2$); *5* — апатито-нефелиновая руда, мокрое измельчение ($k_ф = 1{,}35$)

учесть поверхность отброшенных классов и, кроме того, иметь в виду отклонения уравнения характеристики крупности от экспоненты, а также формы частиц от правильных шаров или кубиков. Если обозначить через $K_ф$ отношение найденной с помощью поверхностемера удельной поверхности S к вычисленной по теоретической формуле (395), то формула перехода будет

$$S = K_ф S_т = K_ф S_к \frac{2{,}65}{\delta}, \qquad (396)$$

где $S_т$ или $S_к$ вычисляются по формуле (395), а $K_ф$ определяется экспериментально.

Для сравнения опытных и расчетных данных на рис. 239 нанесены теоретическая кривая $S_к = f(\beta_{74})$, рассчитанная по формуле (395) для случая $\delta = 2{,}65$ *г/см*³, и экспериментальные кривые S, относящиеся к кварцу и другим материалам [47], удельная поверхность которых определялась пневматическим поверхностемером. Кривые S симбатны с расчетной эталонной $S_к$.

Кривая *4* на рис. 239 (кварц, мокрое измельчение в шаровой мельнице) на начальном участке близка к прямой линии. Для этого участка в пределах от $\beta_{74} = 0$ до $\beta_{74} = 65\%$ опытные данные соответствуют соотношению

$$S = 21\beta_{74}, \qquad (397)$$

т. е. до некоторого предела удельная поверхность измельченного продукта почти прямо пропорциональна содержанию в нем класса —0,074 *мм*. Поэтому расчет рудных мельниц по методу определения вновь образованной поверхности может быть заменен расчетом по вновь образованному классу —0,074 *мм* при $\beta_{74} \leqslant 65\%$ (I стадия измельчения). При $\beta_{74} \geqslant 65\%$ (II стадия измельчения) поверхность растет гораздо быстрее, чем β_{74} (см. рис. 239), и при расчете мельниц подобную замену производить нельзя *.

§ 83. Кинетика измельчения

Уравнение кинетики. Под кинетикой измельчения понимают закономерности протекания процесса измельчения во времени. В 1928 г. Миттагом был предложен метод оценки скорости измельчения по так называемым диаграммам помола [7]. Этот метод был усовершенствован институтом Механобр (А. Г. Туцков, М. К. Широкинский, А. М. Загустин и др.) введением «кривых измельчаемости» [41]. В результате анализа кривых была выдвинута гипотеза, согласно которой скорость убывания количества крупного материала пропорциональна количеству R еще не измельченного к данному моменту класса той же крупности

$$\frac{dR}{dt} = -kR,$$

откуда

$$R_t = R_0 e^{-kt}. \qquad (398)$$

В дальнейшем В. В. Товаровым и В. П. Романдиным [7] было предложено более сложное уравнение кинетики

$$\frac{R_t}{R_0} = 10^{-kt^m}, \qquad (399)$$

где R_0 и R_t — суммарный остаток на некотором сите соответственно перед началом измельчения и к моменту t, %;
k — постоянная;
t — время измельчения, *мин* или *сек*;
m — показатель степени (угловой коэффициент).

На основе уравнения (399) строится двойная логарифмическая сетка, аналогичная сетке для характеристик крупности. На оси абсцисс откладываются логарифмы времени измельчения ($\lg t$); ось ординат градуируется так же, как и в первом случае (откладываются двойные логарифмы отношения R_t/R_0). На такой сетке кривые измельчаемости выпрямляются, преобразуясь в ломаные, состоящие из двух, а иногда из трех отрезков.

С кинетикой измельчения связан вопрос о гипотезах дробления: Кирпичева — Кика, Риттингера, Бонда, Ребиндера, Рундквиста и др.

Применительно к процессу измельчения наибольшее распространение получила гипотеза Риттингера (1867 г.), согласно которой вновь образованная удельная поверхность ΔS прямо пропорциональна затраченной удельной работе E. Эта гипотеза оспаривалась рядом исследователей [101]. Однако, как показал В. В. Товаров [7], между параметрами ΔS и E всегда имеется некоторая корреляционная связь

$$\Delta S = f(E), \qquad (400)$$

причем по мере увеличения удельного расхода электроэнергии (*квт·ч/т*) растет и вновь образованная удельная поверх-

* Если производительность мельниц I стадии определена расчетом или по практическим данным, то производительность мельниц II стадии рассчитывается путем введения того или иного коэффициента перехода.

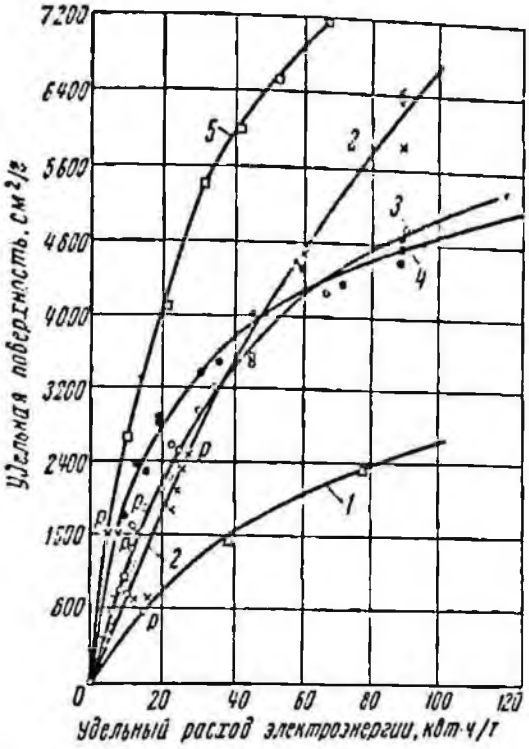


Рис 240. Зависимость удельной поверхности от удельного расхода электроэнергии (по опытам В. В. Товарова):

1 — доменный шлак, $S = 52E \lg \frac{280}{E}$; 2 — кварцевый песок, $S = 33{,}5E \lg \frac{14\,100}{E}$; 3 — клинкер, $S = 72E \lg \frac{550}{E}$; 4 — уголь печорский, $S = 115E \lg \frac{313}{E}$; 5 — известняк (еманжелинский), $S = 200E \lg \frac{224}{E}$

ность ΔS (*см²/г*, или *м²/т*). Графики $\Delta S = f(E)$, построенные по результатам опытов В. В. Товарова, показаны на рис. 240. При малом изменении удельной поверхности ее прирост почти пропорционален затраченной работе E (гипотеза Риттингера). При значительном возрастании удельной поверхности закон прямой пропорциональности нарушается и поверхность растет значительно медленнее, чем работа. Например, для кварцевого песка (см. рис. 240) до предела пропорциональности (P) в первом приближении действительно следующее уравнение:

$$\Delta S = 9500E, \ м^2/т, \qquad (401)$$

где E измеряется в *квт·ч/т*.

Поскольку S связано с β_{74} по формуле (397) соотношением $S = 21\beta_{74}$, для мельниц I стадии возможен переход от крупности помола, выраженной через β_{74}, к приросту поверхности ΔS и к расходу энергии E, и наоборот (см. рис. 239 и 240).

Анализ теоретических и экспериментальных данных показал, что в порядке второго приближения применима формула В. А. Олевского [101]

$$\Delta S = K_0 E \lg \frac{C}{E}, \ м^2/т, \qquad (402)$$

где ΔS — прирост удельной поверхности;
E — удельный расход энергии, *квт* × × *ч/т*;
K_0 и C — постоянные, зависящие от физико-механических свойств материала и условий измельчения.

Значения параметров K_0 и C даны в подписях к рис. 240.

§ 84. Схемы измельчения

Барабанные мельницы (шаровые, стержневые, рудногалечные и др.) работают в открытом или замкнутом и реже в частично замкнутом циклах.

Измельчение в открытом цикле применяется преимущественно для стерж-

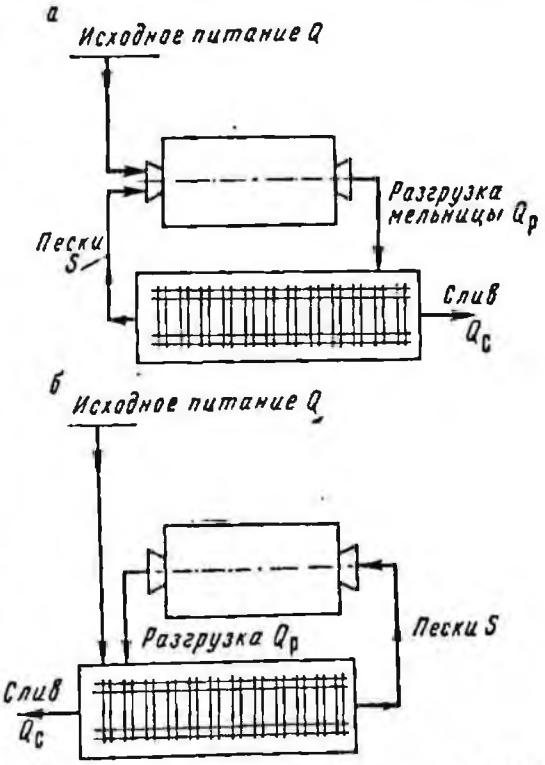


Рис. 241. Схемы измельчения в замкнутом цикле: а — с подачей исходного питания в мельницу; б — с подачей исходного питания в классификатор

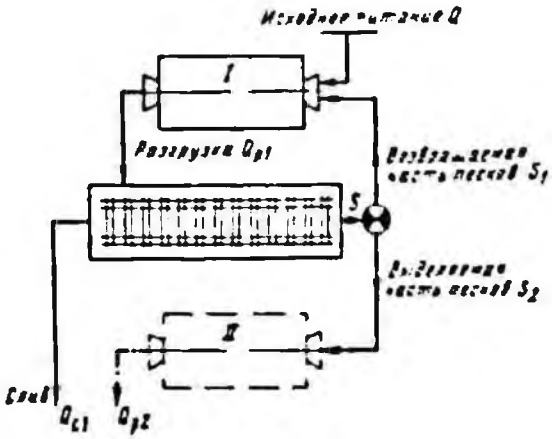


Рис. 242. Схема измельчения с частично замкнутым циклом

невых мельниц как при сухом, так и при мокром измельчении, а для шаровых — только при сухом.

Для шаровых мельниц мокрого измельчения в подавляющем большинстве случаев используется **замкнутый цикл**, при котором мельница сопрягается с механическим классификатором или гидроциклоном (реже с грохотом) в один агрегат (рис. 241). Обычно исходное питание подается непосредственно в мельницу (рис. 241, *а*), но при наличии в питании большого количества мелочи — в классификатор (рис. 241, *б*).

При установившемся режиме работы производительность агрегата по исходному питанию Q равна часовому количеству твердого, выделяемого в слив $Q_с$. Часовые количества исходного питания Q, песков S и разгрузки мельницы $Q_р$ связаны уравне-

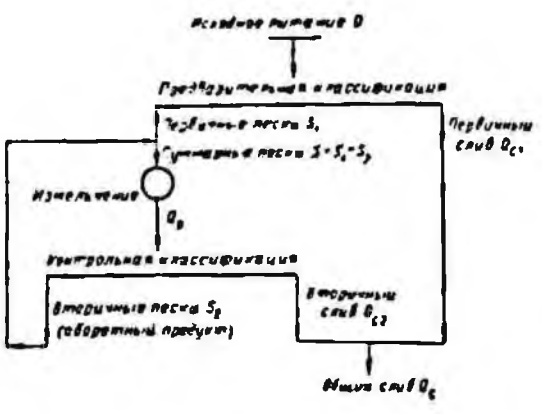


Рис. 243. Развернутая схема замкнутого цикла одноадачей исходного питания в классификатор (к рис. 241, *б*)

ниями материального баланса: для мельницы $Q + S = Q_р$, для классификатора $Q_р = S + Q_с$.

При **частично замкнутом цикле** (рис. 242) из классификатора возвращаются в мельницу не все выдаваемые им пески, а только некоторая их часть S_1. Остальная часть S_2 направляется на II стадию измельчения.

Одним из важных показателей работы агрегата мельница — классификатор является **циркулирующая нагрузка**.

Для замкнутого цикла без предварительной классификации (см. рис. 241, *а*) циркулирующая нагрузка C составляет

$$C = 100\frac{S}{Q_с}. \qquad (403)$$

Для частично замкнутого цикла (см. рис. 242)

$$C = \frac{S_1}{Q - S_2} = \frac{nS}{Q - (1-n)S}, \qquad (404)$$

где n — доля общего количества песков классификатора S, возвращаемых в мельницу $\left(n = \frac{S_1}{S}\right)$.

Для определения фактической циркулирующей нагрузки при варианте с предварительной классификацией (см. рис. 241, *б*) технологическая схема агрегата мельница — классификатор заменяется на более сложную (рис. 243), с разделением классификации на две операции: предварительную и контрольную. Циркулирующая нагрузка равна отношению фактического оборотного (недоизмельченного) продукта S_2 к выданному непосредственно мельницей готовому продукту $Q_{с2}$

$$C = 100\frac{S_2}{Q_{с2}}. \qquad (405)$$

Поскольку схема, изображенная на рис. 243, равноценна схеме, изображенной на рис. 241, *б*, формула (405) остается справедливой и для последней [91].

Практика показала, что при заданных кондициях на готовый продукт производительность агрегата зависит от принятой циркулирующей нагрузки C, которая может быть подобрана так, что производительность (по исходному питанию или по вновь образованному мелкому классу) достигнет максимума. Соответствующая циркулирующая нагрузка является оптимальной. При фиксировании измельчаемости или крупности исходной руды **оптимальная циркулирующая нагрузка** зависит главным

образом от крупности готового продукта (слива) и определяется опытным путем. На рис. 244 показана зависимость между производительностью по исходному Q и количеством оборотных песков S для мельниц Тырныаузской фабрики [97]. Оптимальное количество песков $S_{опт}$, соответствующее максимуму производительности Q_{max}, зависит от крупности слива, характеризуемой содержанием класса —0,074 *мм* (β_{74}). Так, при $\beta = \beta_м = 56\%$, $Q_{max} = 66$ *т/ч* и $S_{опт} = 250$ *т/ч* (циркулирующая нагрузка $C_{опт} = 100 \frac{S_{опт}}{Q_{max}} = 100 \frac{250}{66} = 380\%$); при других значениях β_{74} параметры Q_{max} и $S_{опт}$ связаны зависимостью, отображаемой кривой *AMC* [97].

При фиксированной крупности слива, но переменной крупности (или измельчаемости) исходной руды производительность также зависит от циркулирующей нагрузки и достигает максимума лишь при оптимальном в каждом случае количестве песков.

При технологическом расчете мельниц за основу принимается или ее **удельная производительность** по исходному питанию

$$q = \frac{Q}{V}, \ т/м^3 \cdot ч,$$

где Q — общая производительность по исходному питанию, *т/ч*;
V — рабочий объем мельницы, $м^3$, или удельная производительность по вновь образованному мелкому классу.

В качестве расчетного мелкого класса чаще всего принимают класс —0,074 *мм* (реже класс —0,044 *мм*). Тогда

$$q_{74} = \frac{Q}{V} \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100} = q \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100}, \quad (406)$$

где β_{74} и α_{74} — содержание мелкого класса соответственно в готовом и исходном продукте.

В практике обогащения руд коэффициентом относительной измельчаемости называется отношение удельной производительности мельницы (по расчетному мелкому классу), достигнутой на испытуемой и на эталонной руде

$$K_{изм} = \frac{q_{74}}{(q_{74})_э}. \quad (407)$$

В институте Механобр разработана методика определения измельчаемости в открытом и замкнутом циклах [48, 49, 101].

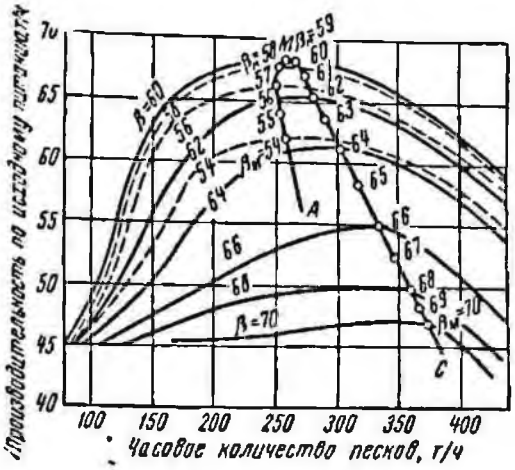


Рис. 244. Зависимость производительности мельницы от циркулирующей нагрузки при постоянной измельчаемости руды (Тырныаузская фабрика)

В обоих случаях подготовка пробы к измельчению ведется по стандартной схеме дробления, в результате чего проба доводится по крупности до —6 +0 *мм*. Применяются лабораторные мельницы с поворотной осью: шаровая 300 × 200 *мм* и стержневая 300 × 450 *мм*.

Опыты ведутся в открытом и замкнутом циклах. В замкнутом цикле процесс постепенно стабилизируется и агрегат периодического действия, состоящий из мельницы и грохота, приходит к установившемуся режиму, при котором выход мелкого γ (%) и остаток на сите $100 - \gamma$ (%) становятся постоянными. Отношение выходов

$$C = 100 \frac{100 - \gamma}{\gamma}, \ \% \quad (408)$$

является циркулирующей нагрузкой.

По величине навески и продолжительности измельчения определяют удельную часовую производительность мельницы по исходному и по вновь образованному классу q_{74}. После сопоставления полученных результатов с результатами на эталонной руде отношением $\frac{q_{74}}{(q_{74})_э}$ определяют коэффициент относительной измельчаемости [формула (407)].

Во всех случаях должно быть указано, к какому содержанию мелочи β_{74} относятся показатели q, q_{74} и $K_{изм}$. Результаты испытаний изображаются графически.

Глава XX

Работа шаровых и стержневых мельниц и их технологический расчет

§ 85. Данные для расчета стержневых и шаровых мельниц сухого измельчения

Стержневые мельницы сухого измельчения, работающие, как правило, в открытом цикле, применяются на некоторых агломерационных фабриках для измельчения крепкого известняка от начальной крупности 50 *мм* до конечной —5 +0 *мм*. Результаты испытаний стержневой мельницы сухого измельчения 2100 × 3000 *мм* на одной из агломерационных фабрик [101] показали:

1. Нормальной удельной стержневой загрузкой (на единицу рабочего объема мельницы) следует считать $\frac{G_c}{V} \approx 2{,}3\ т/м^3$.

2. Для первоначальной загрузки промышленных мельниц следует применять смесь стержней диаметром 100 и 75 *мм* (по не менее). Соотношение крупных и мелких стержней зависит от требующейся производительности и крупности готового продукта: чем больше в смеси крупных стержней, тем выше производительность мельницы, но тем больше крупность продукта измельчения.

3. Характеристики крупности готовых продуктов имеют (на двойной логарифмической сетке) вид ломаных, состоящих из двух отрезков, причем в области крупных классов угол наклона α_2 отрезков больше угла наклона α_1 отрезков в области мелких классов (рис. 245). Положение ломаной на диаграмме зависит от удельной производительности по исходному питанию (q, $т/м^3 \cdot ч$).

4. Пылеобразование не наблюдается при влажности 2,5—3%.

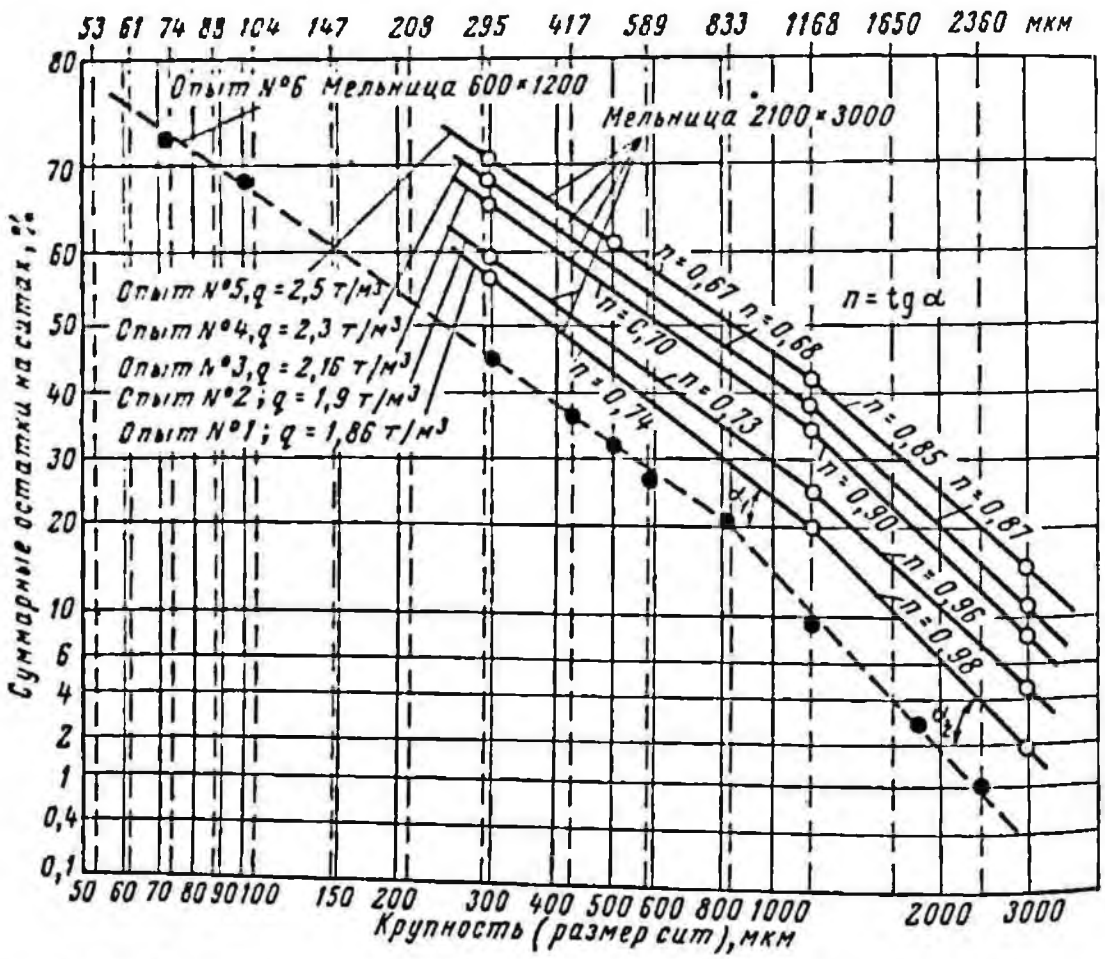


Рис. 245. Характеристика крупности известняка, измельченного в стержневой мельнице сухого помола 2100 × 3000 *мм* при разной удельной производительности

5. Производительность (по исходному) резко падает по мере повышения влажности. При влажности 7—8% измельчение практически прекращается (рис. 246).

6. Удельную производительность стержневой мельницы на крепком известняке, считая по вновь образованному классу —0,5 +0 *мм*, можно ориентировочно определять по формуле

$$q_{0,5} = 1{,}7 K_{изм} K_W K_\psi K_D, \ т/м^3 \cdot ч, \quad (409)$$

где $K_{изм}$ — поправочный коэффициент на измельчаемость (для известняка $K_{изм} = 1$; для других материалов определяется опытным путем);

K_W — то же на влажность (определяется по рис. 246);

K_ψ — то же на относительную скорость вращения ψ, %; в первом приближении

$$K_\psi = \frac{\psi}{50}; \quad (410)$$

K_D — то же на диаметр мельницы, приближенно

$$K_D = \left(\frac{D}{1{,}9}\right)^{0,5}. \quad (411)$$

Ш а р о в ы е м е л ь н и ц ы д л я с у х о г о и з м е л ь ч е н и я. Многокамерные шаровые мельницы типа трубных, работающие по принципу открытого цикла нашли широкое применение в цементной промышленности. Крупность готового продукта измельчения характеризуется остатком на сите 0,09 *мм* (R_{90}) и удельной поверхностью (S). На основе лабораторных испытаний составляют график размалываемости, дающий соотношения между удельным расходом электроэнергии $E_{лаб}$ и показателями R_{90} и ΔS (см. рис. 240). Согласно этим данным [140] производительность рассчитывают по формуле

$$Q = \eta \frac{N_{дв}}{E_{лаб}}, \quad (412)$$

где η — поправочный коэффициент (отношение используемой мощности N_0 к мощности двигателя $N_{дв}$);

$N_{дв}$ — мощность электродвигателя мельницы, *квт*;

$E_{лаб}$ — удельный расход электроэнергии, *квт · ч/т*.

Шаровые мельницы, работающие в замкнутом цикле с воздушными сепараторами, рассчитывают по формулам «Норм расчета и проектирования пылеприготовительных установок» [88] и по данным испытаний [159—163], где производительность по исходному Q принимается пропорциональной произведению $D^{2,4} L \psi^{0,8} \varphi^{0,8}$.

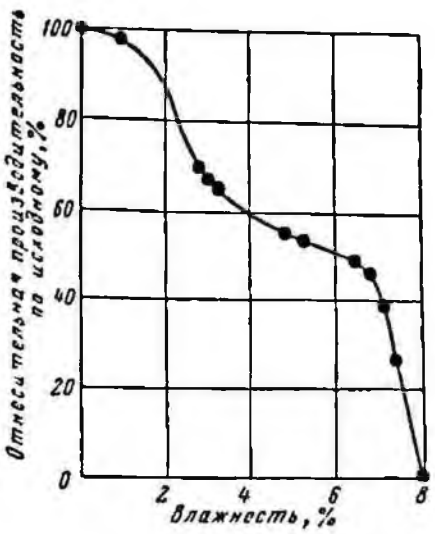


Рис. 246. Производительность стержневой мельницы в зависимости от влажности известняка

§ 86. Работа стержневых мельниц мокрого измельчения на обогатительных фабриках и их технологический расчет

С т е р ж н е в ы е м е л ь н и ц ы м о к р о г о и з м е л ь ч е н и я. Область применения этих мельниц ограничивается грубым измельчением (не ниже 0,8 *мм*), при котором содержание расчетного мелкого класса —0,074 *мм* в готовом продукте не превышает $\beta_{-74} \approx 25\%$.

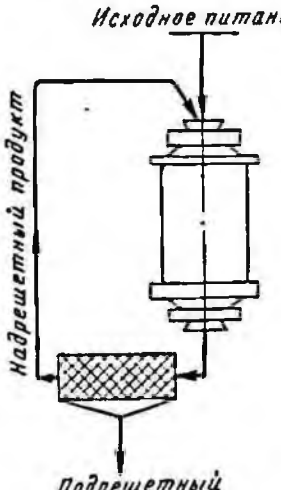


Рис. 247. Измельчение в стержневой мельнице работающей в замкнутом цикле с грохотом, как самостоятельная операция перед обогащением

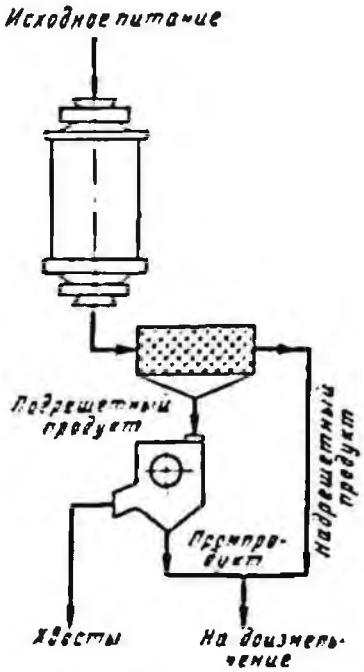


Рис. 248. Измельчение в стержневой мельнице в открытом цикле как самостоятельная операция перед обогащением

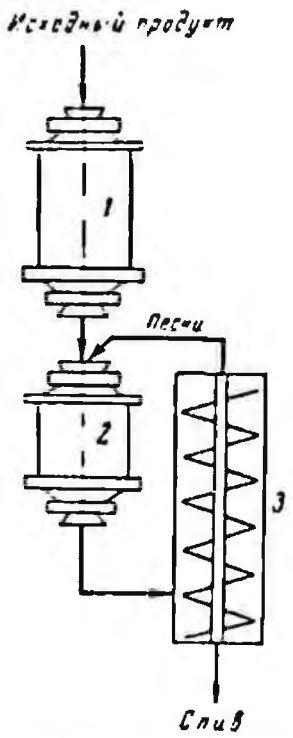


Рис. 249. Схема измельчения с подачей разгрузки стержневой мельницы непосредственно в шаровую:
1 — стержневая мельница; *2* — шаровая мельница; *3* — классификатор

В схемах обогатительных фабрик стержневые мельницы используют для грубого измельчения непосредственно перед обогащением (самостоятельная операция) или перед последующим тонким измельчением в шаровых мельницах (подготовительная операция).

В первом случае стержневые мельницы применяют или для работы в замкнутом цикле с каким-либо классифицирующим аппаратом (рис. 247) или для работы в открытом цикле (рис. 248).

При замкнутом цикле в качестве классифицирующего устройства обычно применяют грохоты (в редких случаях — классификаторы). Примером могут служить фабрики для обогащения руд редких металлов и олова, где стремятся избегать перемельчения руды.

Схема открытоциклового измельчения в стержневых мельницах (см. рис. 248) получила распространение на фабриках для обогащения магнетитовых руд (ЮГОК-2). Дробленая руда подвергается грубому измельчению в стержневой мельнице, разгрузка которой контролируется грохотами и подается непосредственно на магнитные сепараторы I стадии обогащения для выделения отвальных хвостов.

При измельчении в стержневой мельнице, как **предварительной операции**, выдаваемой мельницей грубый продукт подвергается непосредственному (без обогащения) доизмельчению в шаровых мельницах. Применяемые в этом случае схемы относятся к одному из трех основных вариантов:

вариант I — стержневая мельница (предшествующая шаровой) работает в открытом цикле (рис. 249, 250);

вариант II — стержневая мельница работает в замкнутом цикле с классификатором,

вариант III — стержневая мельница работает в частично замкнутом цикле.

Варианты II и III в настоящее время почти не применяются *.

Вариант I реализуется в трех следующих подвариантах. Продукт стержневой мельницы подается непосредственно в шаровую, работающую в замкнутом цикле с классификатором (см. рис. 249). По этой схеме работают, например, новые медеобогатительные фабрики «Изабелла» и «Лондон» (США).

Разгрузка стержневой мельницы подается во II стадию измельчения через классификатор (рис. 250), причем мельница II стадии (шаровая) может работать

* В СССР частично замкнутый цикл для стержневой мельницы применяется на Балхашской медеобогатительной фабрике (см. рис. 260, *б*).

как в открытом, так и в замкнутом цикле (см. пунктир на рис. 250).

Примером схемы с открытым циклом для шаровой мельницы может служить схема Оленегорской обогатительной фабрики, а с замкнутым — схемы фабрик Новокриворожского горнообогатительного комбината (НКГОК), Красноуральского медеплавильного комбината, а также железообогатительные фабрики «Гумбольдт» и «Рипаблик» (США).

Для сравнения показателей измельчения в сопоставимых условиях в качестве «базисных» для стержневых мельниц мокрого измельчения приняты условия, приведенные в табл. 168 (фабрика НКГОК). Фактическая удельная производительность по вновь образованному классу — 0,074 *мм* q_{74}, пересчитанная на базисные условия с учетом соответствующих поправочных коэффициентов, именуется приведенной к базисным условиям или п р и в е д е н н о й $q_{пр}$. От фактической удельной производительности по классу — 0,074 *мм* q_{74} переходят к приведенной $q_{пр}$ по формуле

$$q_{пр} = K_0 q_{74}, \qquad (413)$$

где K_0 — общий коэффициент, равный произведению четырех поправочных коэффициентов

$$K_0 = K_d K_\psi K_G K_D; \qquad (414)$$

K_d — поправочный коэффициент на крупность питания мельницы

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{d_н}{30}}; \qquad (415)$$

$d_н$ — номинальная крупность исходного питания, *мм* (т. е. размер отверстия сита, на котором остаток равен 5%), а 30 *мм* — базисная величина согласно табл. 168.

Коэффициент K_d характеризует, насколько увеличится (или уменьшится) при всех прочих равных условиях производительность мельницы, если вместо данной руды номинальной крупностью $d_н$ в нее будет подаваться «стандартная руда» крупностью — 30 + 0 *мм* (например, при переходе от руды $d_н = 50$ *мм* на стандартную руду 30 *мм* производительность увеличится в $K_d = \sqrt[4]{\frac{50}{30}} = 1{,}14$ раза, т. е. на 14%).

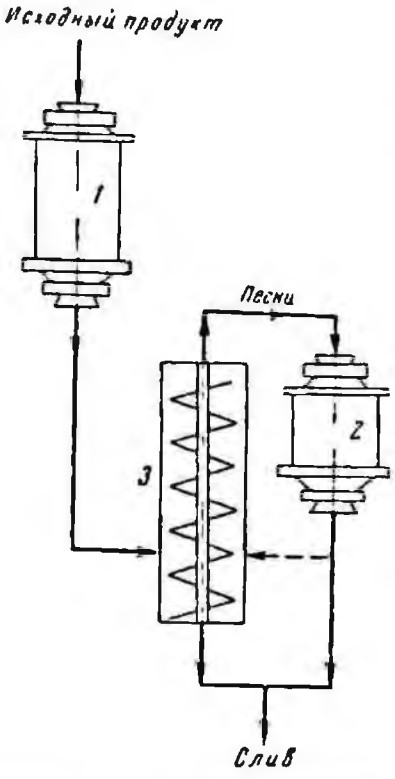


Рис. 250. Схема измельчения с подачей разгрузки стержневой мельницы в классификатор второй стадии измельчения:
1 — стержневая мельница; *2* — шаровая мельница; *3* — классификатор

Коэффициент K_ψ вычисляется по приближенной формуле

$$K_\psi = \frac{0{,}6}{\psi}, \qquad (416)$$

где ψ — фактическая скорость вращения мельницы, доли критической;

0,6 — относительная скорость, принятая для базисных условий (см. табл. 168).

Поправочный коэффициент K_G вводится на удельную стержневую загрузку, определяемую как отношение $\frac{G_c}{V}$, в котором G_c — общий вес стержней, V — объем мельницы. По табл. 168 для стандартных условий $\frac{G_c}{V} = \frac{74}{32} = 2{,}3$ *т/м*³. Если для данной мельницы рассматриваемый параметр

Таблица 168

Сравнительная измельчаемость руд в стержневых мельницах мокрого измельчения по данным пуско-наладочных испытаний (до реконструкции мельниц)

Параметры	Фабрики					
	НКГОК	Олене-горская	Балхашская		«Беббит»	«Харли»
Обрабатываемая руда	Железистые кварциты (базисные условия)	Гематито-магнетитовая	Джезказганская (привозная)	Коунрадская	Такопиты	Медная
Номинальные размеры мельницы $D_в \times L$, *м*	3200×4500	2700×3600	2700×3600	2700×3600	3200×4400	2135×3050
Диаметр барабана мельницы в свету D, *м*	3	2,5	2,5	2,5	3	1,94
Рабочий объем V, $м^3$	32	18	18	18	31	9
Общий вес стержней G_c, *т*	74	42	42	42	77	19
Вес стержней на единицу объема $\frac{G_c}{V}$, $т/м^3$	2,3	2,3	2,3	2,3	2,5	2
Диаметр догружаемых стержней d_c, *мм*	100	100	100	100	100	75
Скорость вращения мельницы n, *об/мин*	14,6	14,6	18	18	15	20
Скорость вращения ψ (% от критической)	60	55	67	67	60	66
Производительность по исходному питанию Q, *т/ч*	200	160—180	53	65	130	60
Номинальная крупность исходной руды $d_п$, *мм*	−30+0	−50+0	−60+0	−60+0	−25+0	−12+0
Содержание класса —0,074 *мм*, %:						
в исходной руде α_{74}	3	4	2	2	5	15
в продукте измельчения β_{74}	16	12—14	23	23	26	31
Фактическая удельная производительность по вновь образованному классу $q_{74} = \frac{Q}{V} \cdot \frac{(\beta_{74}-\alpha_{74})}{100}$, $т/м^3 \cdot ч$	0,80	0,9	0,78	0,92	0,88	1,02
Поправочные коэффициенты: на крупность исходного $Kd = \sqrt[4]{\frac{d_п}{30}}$	1	1,13	1,19	1,19	0,95	0,80

Продолжение табл. 168

Параметры	Фабрики					
	НКГОК	Олене-горская	Балхашская		«Беббит»	«Хардли»
на скорость вращения $K_\psi = \frac{0{,}6}{\psi}$	1	1,09	0,90	0,90	1	0,91
на стержневую загрузку $K_G = \frac{2{,}3}{\left(\frac{G}{V}\right)}$	1	1	1	1	0,92	1,15
на диаметр мельницы $K_D = \sqrt{\frac{3}{D}}$	1	1,10	1,10	1,10	1	1,22
Общий коэффициент $K_0 = K_d K_\psi K_G K_D$	1	1,35	1,18	1,18	0,89	1,02
Удельная производительность, приведенная к базисным условиям $q_{пр} = q_{74} K_0$, $т/м^3 \cdot ч$	0,8	1,20	0,92	1,08	0,77	1,04
Коэффициент измельчаемости по отношению к новокриворожским кварцитам $K_{и\,м} = \frac{q_{пр}}{q_{баз}}$	1	1,5	1,15	1,35	0,96	1,30

отличается от стандартного значения, то поправка приближенно принимается равной

$$K_G = \frac{2{,}3}{\left(\frac{G_c}{V}\right)}. \qquad (417)$$

Например, когда данная мельница недогружена стержнями и параметр $\frac{G_c}{V} = 2\ т/м^3$, то поправка составит $K_G = \frac{2{,}3}{2} = 1{,}15$, т. е. после догрузки стержней до базисного веса производительность данной мельницы повысится на 15%.

Коэффициент K_D вычисляется по формуле

$$K_D = \sqrt{\frac{3}{D}}, \qquad (418)$$

где D — фактический диаметр мельницы в свету, $м$;

3 — диаметр базисной мельницы, $м$ (см. табл. 168).

Все формулы для поправочных коэффициентов являются приближенными и применимы лишь при условии, что фактические параметры отличаются от базисных не более чем на ±20%.

На фабрике Новокриворожского горно-обогатительного комбината (НКГОК) установлены стержневые мельницы, параметры которых полностью отвечают базисным условиям (см. табл. 168). Поэтому фактическая удельная производительность по вновь образованному классу — 0,074 $мм$ q_{74} на НКГОКе совпадает с приведенной $q_{пр}$.

При испытаниях стержневых мельниц НКГОКа были определены характеристики крупности продуктов измельчения (рис. 251), полученных при различной производительности мельницы [48]. Показатели работы мельницы приведены в табл. 169, согласно которой приведенная удельная производительность составляет (округленно) $q_{пр} = 0{,}8\ т/м^3 \cdot ч$.

В дальнейших расчетах по стержневым

Таблица 169

Показатели работы стержневой мельницы на фабрике ПКГОКа

Параметры	№ опыта			
	1	2	3	4
Номинальная крупность готового продукта $d_н$, мм	4	6	8	10
Содержание класса —0,074 мм в готовом продукте β_{74}, %	25	19,5	16	13,5
Приращение $(\beta_{74} - \alpha_{74})$, %*	22	16,5	13	10,5
Производительность:				
по исходному Q, т/ч	120	160	200	240
удельная по исходному $q = \frac{Q}{V}$, т/м³·ч	3,75	5,0	6,25	7,5
удельная по вновь образованному классу $q_{74} = q\frac{\beta_{74} - \alpha_{74}}{100}$, т/м³·ч	0,81	0,82	0,81	0,80

* Содержание класса —0,074 мм в исходном $\alpha_{74} = 3\%$.

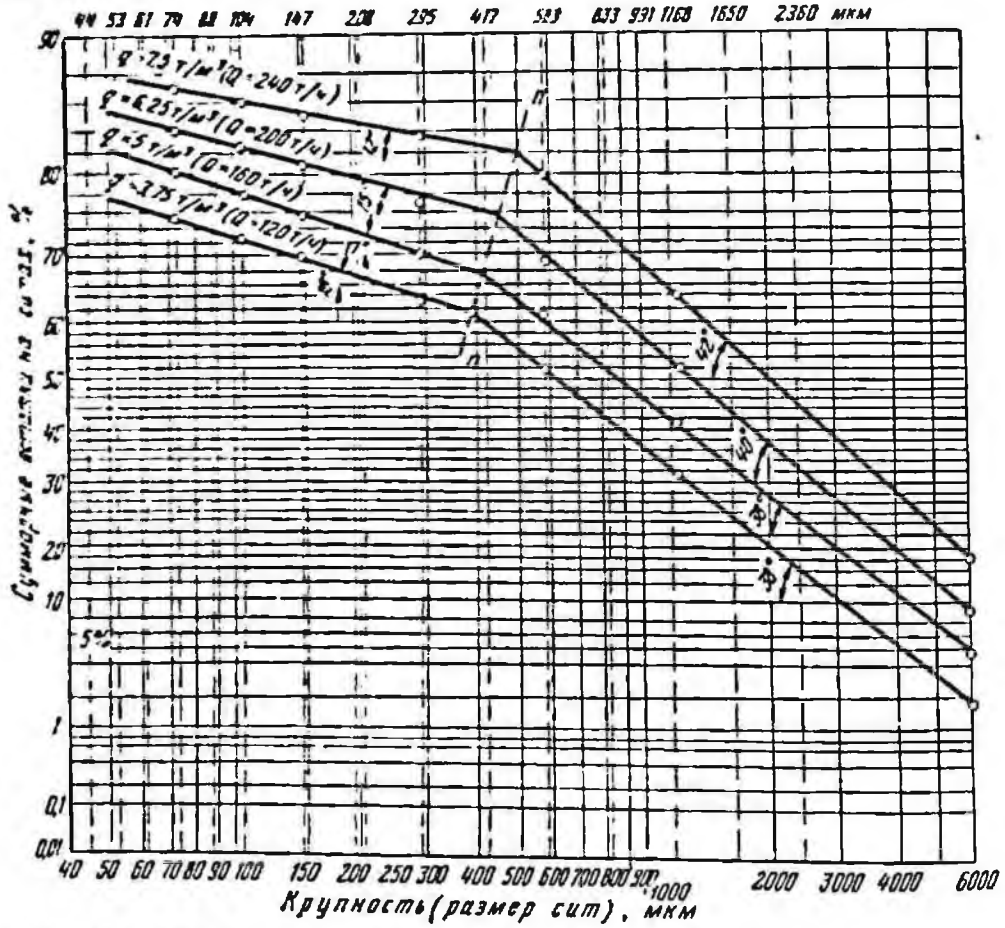


Рис. 251. Характеристика крупности продуктов измельчения криворожских магнетитовых кварцитов на НКГОКе в стержневой мельнице 3200 × 4500 мм (стержни диаметром 100 мм)

мельницам этот показатель НКГОКа принят за базисный

$$q_{баз} = 0{,}8\ т/м^3 \cdot ч. \qquad (419)$$

Коэффициент измельчаемости других руд находится сопоставлением приведенной $q_{пр}$ и базисной производительности и обозначается символом $K_{изм}$

$$K_{изм} = \frac{q_{пр}}{q_{баз}}. \qquad (420)$$

Для руд НКГОКа $K_{изм} = 1$.

На Оленегорской обогатительной фабрике проводились испытания стержневой мельницы 2700 × 3600 мм (см. табл. 168), работавшей в открытом цикле по схеме рис. 250 [51, 101]. Измельчению подвергалась дробленая гематито-магнетитовая руда, характеристика крупности которой изображена пунктирной ломаной линией на рис. 252. Испытания проводились при переменной производительности мельницы по исходному питанию. Характеристики крупности продуктов измельчения, соответствующие различным нагрузкам, показаны также на рис. 252.

Средняя удельная производительность q_{74} по вновь образованному расчетному классу 0,074 мм составила $q_{74} \approx 0{,}9\ т/м^3ч$, а соответствующая ей приведенная $q_{пр} = 1{,}2\ т/м^3 \cdot ч$ и коэффициент измельчаемости $K_{изм} = 1{,}5$ (см. табл. 168).

На Балхашской медеобогатительной фабрике, где принят частично замкнутый цикл для стержневой мельницы (см. рис. 242), ставились опыты по измельчению привозной крепкой медной руды Джезказганского месторождения. Измельчаемость (по новокриворожским кварцитам) составила $K_{изм} = 1{,}15$; при обработке менее крепкой коунрадской медной (порфировой) руды на той же фабрике относительная измельчаемость достигла $K_{изм} = 1{,}35$ (см. табл. 168).

По измельчаемости в стержневых мельницах аналогом новокриворожских кварцитов являются такониты (фабрика «Беббит», США), а аналогом коунрадских порфировых руд — медные руды фабрики «Хэрли» (США) (см. табл. 168).

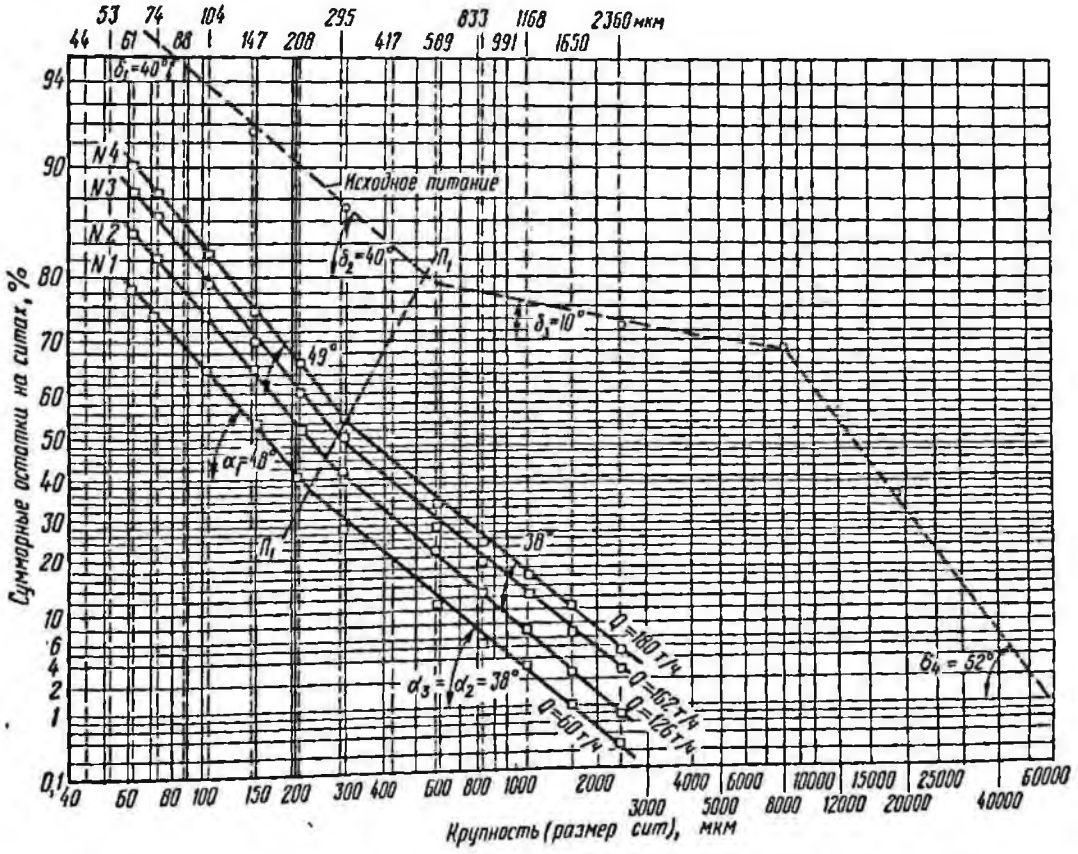


Рис. 252. Характеристика крупности продуктов измельчения оленегорской железной руды в стержневой мельнице 2700 × 3600 мм (отержни диаметром 100 мм)

Вероятный гранулометрический состав продукта стержневых мельниц и приблизительный вид его характеристики крупности могут быть запроектированы на основе **типовых характеристик** (рис. 253).

Изображенные на двойной логарифмической сетке характеристики исходной руды и готового продукта представляют собой ломаные линии, состоящие из двух или трех отрезков: луча, лежащего в зоне мелких классов и образующего угол α_1 с горизонталью; среднего участка, соответствующего зоне средних классов (угол наклона α_2), и участка крупных классов с углом наклона α_3. Те же углы для характеристики исходного питания мельницы (ломаная линия AM) обозначены на рис. 253 через δ_1, δ_2 и δ_3. Начальный угол α_1 характеристики крупности готового продукта зависит в основном от начального угла δ_1 характеристики крупности исходного; как общее правило,

$$\alpha_1 = \delta_1 + (6° + 8°). \qquad (121)$$

Соотношение между углами α_2 и α_1, а также α_3 и α_2 зависит от соотношения мелких и крупных стержней в общей стержневой загрузке. В табл. 170 приведено 6 возможных комбинаций углов. Например, для фабрики НКГОК (см. рис. 251) реальной является характеристика типа I, *б*, для которой: $\alpha_1 \approx 15°$; $\alpha_2 \approx 40°$ ($\alpha_2 > \alpha_1$), $\alpha_3 = \alpha_2 \approx 40°$; для Олепегорской фабрики (см. рис. 252) — характеристика типа III, *б*, для которой: $\alpha_1 = 48°$, $\alpha_2 = 38°$ ($\alpha_2 < \alpha_1$) и $\alpha_3 = \alpha_2 = 38°$.

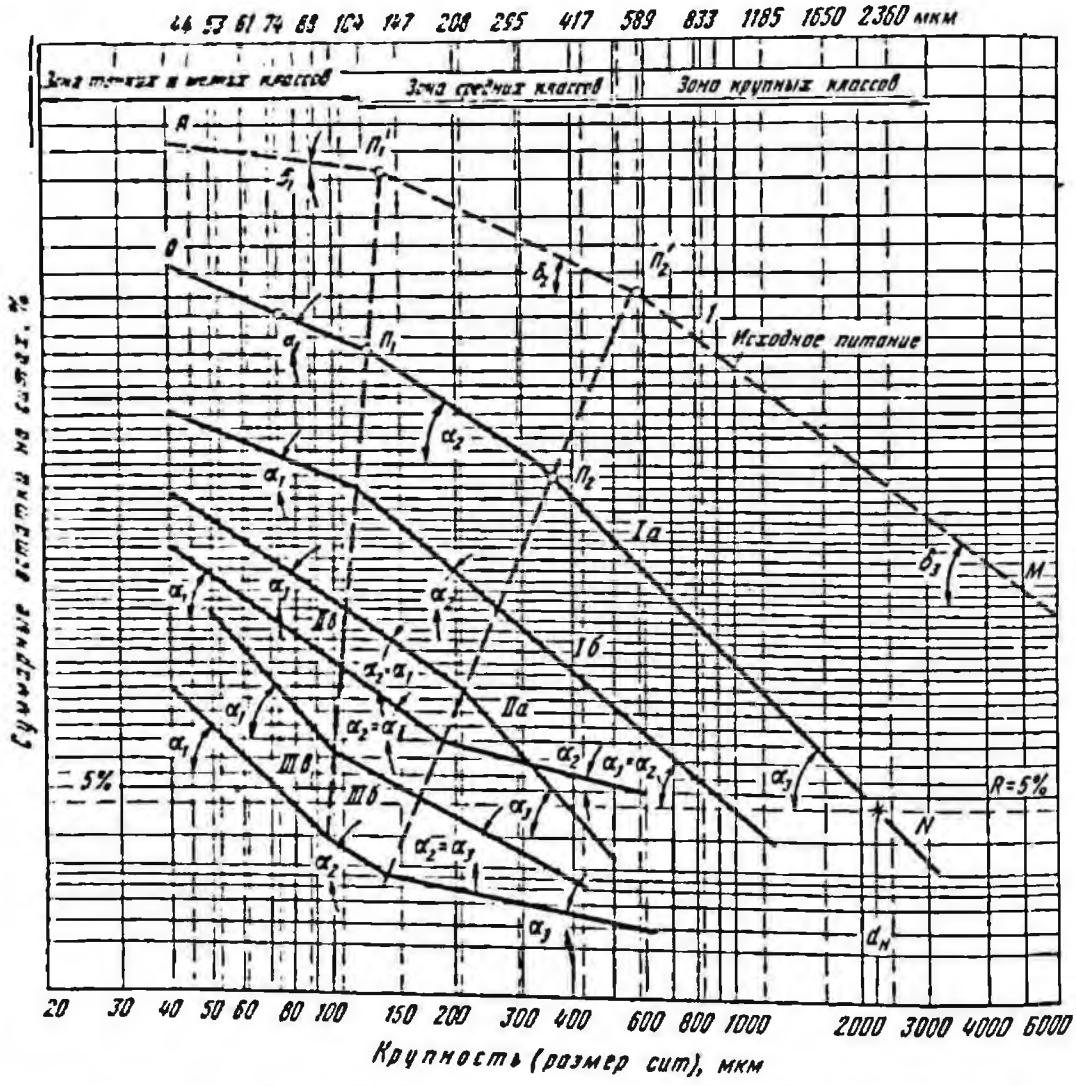


Рис. 253. Типовые характеристики крупности продуктов измельчения в стержневых мельницах (схематически)

Таблица 170

Углы наклона типовых характеристик крупности продуктов измельчения стержневых мельниц (к рис. 253)

Вариант	Относительное количество мелких стержней в общей стержневой загрузке	Относительный размер (или количество) наибольших стержней		
		а — в норме или велик	*б* — в норме (или мал)	*в* — слишком мал
I	Мало ($\alpha_2 > \alpha_1$)	$\alpha_2 > \alpha_1$ $\alpha_3 > \alpha_2$	$\alpha_2 > \alpha_1$ $\alpha_3 = \alpha_2$	—
II	В норме ($\alpha_2 = \alpha_1$)	$\alpha_2 = \alpha_1$ $\alpha_3 > \alpha_2$	— —	$\alpha_2 = \alpha_1$ $\alpha_3 < \alpha_2$
III	Слишком много ($\alpha_2 < \alpha_1$)	—	$\alpha_2 < \alpha_1$ $\alpha_3 = \alpha_2$	$\alpha_2 < \alpha_1$ $\alpha_3 < \alpha_2$

По данным табл. 170 может быть сделан анализ пригодности выбранных размеров стержней и их распределения в загрузке. Так, в мельницах НКГОКа слишком мало мелких стержней, в оленегорских — слишком много.

В соответствии с характеристиками и данными о работе фабрик диаметр d_c наибольших догружаемых стержней следует выбрать по приближенной формуле [101]:

$$d_c = K_c \sqrt{d_0},\ мм, \qquad (422)$$

где d_0 — размер наибольших кусков руды в питании, *мм*;
K_c — численный коэффициент, равный 15—20.

Меньшие значения коэффициента K_c относятся к менее крепким, а большие — к более крепким рудам.

Если по данным лабораторных опытов получен коэффициент сравнительной измельчаемости $K_{изм}$ и известен общий коэффициент K_0 (см. табл. 168), то фактическую удельную производительность стержневой мельницы по вновь образованному классу q_{74} находят по формуле

$$q_{74} = \frac{q_{пр}}{K_0},\ т/м^3 \cdot ч, \qquad (423)$$

где $q_{пр}$ — приведенная производительность;
K_0 — коэффициент, найденный по формуле (414).

Величина $q_{пр}$ определяется по формуле (420)

$$q_{пр} = K_{изм} q_{баз} = K_{изм} 0{,}8. \qquad (424)$$

Общая производительность по исходному

$$Q = q_{74} V \frac{100}{(\beta_{74} - \alpha_{74})},\ т/ч, \qquad (425)$$

где V — рабочий объем мельницы, $м^3$;
α_{74}, β_{74} — содержание класса — 0,074 *мм* соответственно в исходном и готовом продукте [1].

§ 87. Данные сравнительных испытаний шаровых мельниц

Степень измельчения руды перед ее обогащением зависит от характера вкрапленности минералов. При крупной вкрапленности для полного раскрытия сростков достаточно измельчение руды до $\beta_{74} = 30 \div 40\%$; при мелкой вкрапленности — до $\beta_{74} = 40 \div 65\%$; при тонком прорастании — до $\beta_{74} = 70 \div 80\%$; при весьма тонкой структуре руда подвергается особо тонкому измельчению — до $\beta_{74} = 98\%$ или даже до содержания 85—90% класса — 0,044 *мм*.

[1] О других методах расчета производительности см. [110, 122, 159—163].

Для сравнения производительности шаровых мельниц I стадии измельчения примем следующие обозначения:

D — внутренний диаметр барабана мельницы (в свету), *м*;

V — рабочий объем мельницы, *м*³;

n — скорость вращения, *об/мин*;

$n_{кр} = \frac{42{,}3}{\sqrt{D}}$ — критическая скорость вращения, *об/мин*;

$\psi = \frac{n}{n_{кр}}$ — скорость вращения в долях критической;

$G_ш$ — вес шаровой нагрузки, *т*;

$\gamma_ш$ — объемный вес шаров в насыпке, *т/м*³;

$\varphi = \frac{G_ш}{V}$ — заполнение объема мельницы шарами, %;

$D_ш$ — диаметр максимальных догружаемых шаров, *мм*;

$d_в$ — номинальная крупность исходного питания, *мм*;

α_{74} — содержание расчетного класса — 0,074 *мм* в питании мельницы, %;

β_{74} — то же в продукте измельчения, %;

q_{74} — удельная производительность мельницы, считая по вновь образованному классу — 0,074 *мм*, *т/м*³ · *ч*;

$N_в$ — мощность, развиваемая на валу электродвигателя, *квт*.

При постоянной мощности на валу электродвигателя $N_в$ производительность Q мельницы связана с мощностью $N_в$ и удельной работой E (*квт* · *ч/т*) соотношением

$$Q = \frac{N_в}{E}, \ т/ч.$$

При грубом и среднем измельчении справедлива гипотеза Риттингера, согласно которой работа E, необходимая для измельчения 1 *т* руды до заданной крупности, прямо пропорциональна приращению удельной поверхности ΔS

$$E \cong \frac{\Delta S}{K'_R},$$

где K'_R — некоторая постоянная для данного материала.

Отсюда

$$Q = K'_R \frac{N_в}{\Delta S},$$

а удельная производительность по исходному на единицу объема мельницы составит

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{K'_R N_в}{V} \cdot \frac{1}{\Delta S}.$$

Если содержание класса — 0,074 *мм* в измельченном продукте β_{74} меньше 65%, то удельная поверхность приблизительно пропорциональна β_{74} (см. рис. 239). Следовательно, общий прирост удельной поверхности ΔS пропорционален приросту содержания мелкого класса

$$\Delta S = K \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100}.$$

Тогда

$$q = \frac{K'_R N_в}{VK} \cdot \frac{100}{(\beta_{74} - \alpha_{74})}. \qquad (426)$$

Если обозначить

$$\frac{K'_R N_в}{VK} = q_{74} = \text{const},$$

то уравнение (426) примет вид

$$q = q_{74} \frac{100}{\beta_{74} - \alpha_{74}}. \qquad (427)$$

Отсюда следует, что

$$q_{74} = q \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100} = \text{const}. \qquad (428)$$

Последнее равенство раскрывает физический смысл постоянной q_{74}. Эта постоянная характеризует удельную производительность мельницы по вновь образованному классу — 0,074 *мм*.

Таким образом, гипотеза Риттингера вместе с допущением о прямой пропорциональности между приращением удельной поверхности и содержанием мелкого класса приводит к расчетной формуле (427): удельная производительность мельницы по исходному q равна почти постоянной для данной руды удельной производительности по вновь образованному мелкому классу q_{74}, поделенной на приращение его содержания $(\beta_{74} - \alpha_{74})$.

Формула (428) является основной для расчета мельниц I стадии измельчения. Она действительна для мельниц II стадии (доизмельчения), так как здесь теряет силу линейная зависимость между работой и удельной поверхностью, а также между удельной поверхностью и приращением содержания класса — 0,074 *мм*.

Константа q_{74} для руды каждого типа и мельницы данных размеров определяется экспериментально. Применительно к

промышленным мельницам этот показатель относят к некоторым постоянным условиям, принимаемым за «базисные».

В дальнейших расчетах за базисные для шаровых мельниц принимают параметры, приведенные в табл. 171.

Удельная производительность по вновь образованному классу, пересчитанная на базисные условия с учетом соответствующего коэффициента, считается приведенной

$$q_{пр} = K_0 q_{74}, \qquad (429)$$

где общий поправочный коэффициент равен произведению частных

$$K_0 = K_d K_\psi K_\varphi K_D. \qquad (430)$$

Поправочный коэффициент K_d на крупность исходного питания может быть вычислен по методу К. А. Разумова [6, 122] или по формуле Дубровина — Олевского—Захваткина [101].

По методу К. А. Разумова необходимо располагать данными о содержании расчетного класса — 0,074 *мм* в продукте измельчения эталонной руды β_1 и в продукте рассчитываемой мельницы β_2, а также данными о крупности исходного материала в обоих случаях. При этих условиях коэффициент K_d находится как отношение

$$K_d = \frac{m_2}{m_1}, \qquad (431)$$

где m_1 и m_2 — относительная производительность соответствующих мельниц, определяемая по табл. 172.

Если, например, за эталонную руду принята джезказганская медная руда, то согласно табл. 174, крупность эталонной руды будет $d_1 = 25$ *мм*, что совпадает с базисными условиями, а «стандартное» содержание класса — 0,074 *мм* в измельченном продукте составит $\beta_1 = 50\%$. По этим исходным данным соответствующей интерполяцией по табл. 172 можно определить относительную производительность мельницы на эталонной руде

$$m_1 = 0{,}88. \qquad (432)$$

Для руды, на которую рассчитывается мельница, при исходной крупности d_2 и содержании в готовом продукте β_2 по той же табл. 172 необходимо найти относительную производительность m_2. Тогда поправочный коэффициент K_d, согласно равенствам (431) и (432), будет

$$K_d = \frac{m_2}{m_1} = \frac{m_2}{0{,}88}. \qquad (433)$$

Таблица 171

Базисные условия для расчета шаровых мельниц

Параметры	Показатели
Номинальные размеры мельницы $D_0 \times L$, *мм*	3200 × 3100
Диаметр барабана в свету D, *м*	3
Средний рабочий объем V, *м*^{3}	22,5
Заполнение мельницы шарами φ, %	46
Скорость вращения мельницы n, *об/мин* . . .	19,8
Относительная скорость вращения (% от критической), ψ	80
Номинальная крупность исходной руды $d_н$, *мм*	25 (5% остатка на сетке с ячейками 25 × 25)

Таблица 172

Относительная производительность шаровых мельниц m для средних (типа медных порфировых) руд (по К. А. Разумову)

Крупность исходного материала, *мм*	Относительная производительность m при содержании класса —0,074 *мм* в измельченном продукте, %						
	40	48	60	72	85	90	95
—40 +0	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80		0,78
—30 +0	0,83	0,86	0,87	0,85	0,83		0,80
—20 +0	0,89	0,92	0,92	0,88	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

Таблица 173

Поправочный коэффициент на крупность руды K_d по формуле (434)

Номинальная крупность исходного питания $d_н$, мм	60	50	40	30	25	20	16	12	10
Коэффициент K_d	1,25	1,19	1,12	1,04	1,0	0,94	0,90	0,84	0,80

Согласно методу Дубровина — Олевского — Захваткина поправочный коэффициент K_d вычисляется по приближенной формуле

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{d_н}{25}}, \qquad (434)$$

где $d_н$ — фактическая номинальная крупность исходного питания мельницы, мм;

25 — базисная номинальная крупность исходной руды по табл. 171, мм.

Значения поправочного коэффициента K_d, соответствующие формуле (434), приведены в табл. 173 (например, если руда имеет крупность $d_н = 40$ мм, то согласно табл. 173 $K_d = 1{,}12$, т. е. при переходе на более мелкую базисную крупностью −25+0 мм производительность шаровой мельницы повысится в 1,12 раза, или на 12%).

Поправочный коэффициент на скорость вращения K_ψ принимается приблизительно обратно пропорциональным относительной скорости

$$K_\psi = \frac{0{,}8}{\psi}, \qquad (435)$$

где 0,8 — базисная скорость по табл. 171.

Поправочный коэффициент на заполнение мельницы K_φ шарами при ориентировочных расчетах выводится по закону

$$K_\varphi = \frac{46}{\varphi}, \qquad (436)$$

а при более точных подсчетах — по степенному уравнению [101]

$$K_\varphi = \left(\frac{46}{\varphi}\right)^{0{,}9}, \qquad (437)$$

где 46 — базисное заполнение по табл. 171, %.

Поправочный коэффициент K_D на диаметр мельницы вычисляется по формуле

$$K_D = \sqrt{\frac{3}{D}}, \qquad (438)$$

где D — действительный диаметр мельницы в свету, м;

3 — внутренний диаметр базисной мельницы 3200 × 3100 мм по табл. 171, м.

Введение поправок по формулам (434)—(438) допустимо лишь при отклонении параметров от базисных в пределах ±20%*. Например, на фабрике ЮГОК-1 в I стадии работает шаровая мельница 3200 × × 3100 мм (в замкнутом цикле с двухспиральным классификатором диаметром 2000 мм) (см. табл. 174).

За исключением скорости вращения мельницы ($\psi = 0{,}74$) и крупности исходной руды (−50 + 0 мм), параметры мельницы совпадают с базисными, а именно: $D = 3$ м; $V = 22{,}5$ м³; $\varphi = 46\%$; $n = 18$ об/мин; $G_ш = 46$ т; $N_{дв} = 600$ квт; догружаются шары диаметром $D_ш = 100$ мм.

На фабрике измельчаются магнетитовые кварциты высокой твердости $f \approx 18$. Плотность руды в массиве 3,4 т/м³, в насыпке 2,1 т/м³. Измельчению предшествует трехстадиальное дробление.

В период испытаний в мельницу подавалась крупная руда; верхний предел ее доходил до 50 мм (остаток ~20% на сите 25 мм). Характеристика крупности исходной руды изображена пунктирной линией на рис. 254 (содержание мелочи $\alpha_{74} = 4\%$). Там же приведено несколько типичных характеристик крупности продуктов измельчения.

Испытаниями [52] было установлено, что среднее содержание расчетного класса −0,074 мм в сливе β_{74} зависит от производительности по исходному; содержание $\beta_{74} = 64\%$ достигается при средней фактической удельной производительности по вновь образованному $q_{74} = 1{,}63$ т/м³·ч.

Для определения приведенной удельной производительности необходимо внести две поправки — на крупность питания и на скорость вращения мельницы. При пересчете от руды — 50 + 0 мм на крупность—

* О других методах расчета см. [110, 122, 159–163].

25 + 0 *мм*, принятую в базисных условиях, коэффициент K_d, согласно формуле (434) и табл. 173, равен $K_d = \sqrt[4]{\frac{50}{25}} = 1{,}19$, т. е. производительность повысится на 19%.

Поправка на скорость вращения мельницы по формуле (435)

$$K_\psi = \frac{0{,}8}{\psi} = \frac{0{,}8}{0{,}74} = 1{,}08.$$

Поправочные коэффициенты на заполнение и диаметр равны каждый единице ($K_\varphi = 1$; $K_D = 1$). Отсюда средняя приведенная производительность шаровой мельницы 3200 × 3100 *мм* на руде ЮГОК-1

$$q_{пр} = q_{74} K_d K_\psi K_\varphi K_D =$$

$$= 1{,}63 \cdot 1{,}19 \cdot 1{,}08 \cdot 1 \cdot 1 = 2{,}1 \ т/м^3 \cdot ч.$$

Если принять эту приведенную производительность шаровой мельницы на руде ЮГОК-1 за единицу (базис), то коэффициент относительной измельчаемости любой руды по южнокриворожским кварцитам составит

$$K_{изм} = \frac{q_{пр}}{q_{баз}} = \frac{q_{пр}}{2{,}1}. \qquad (439)$$

Аналогичные испытания проводились на ряде других фабрик (табл. 174).

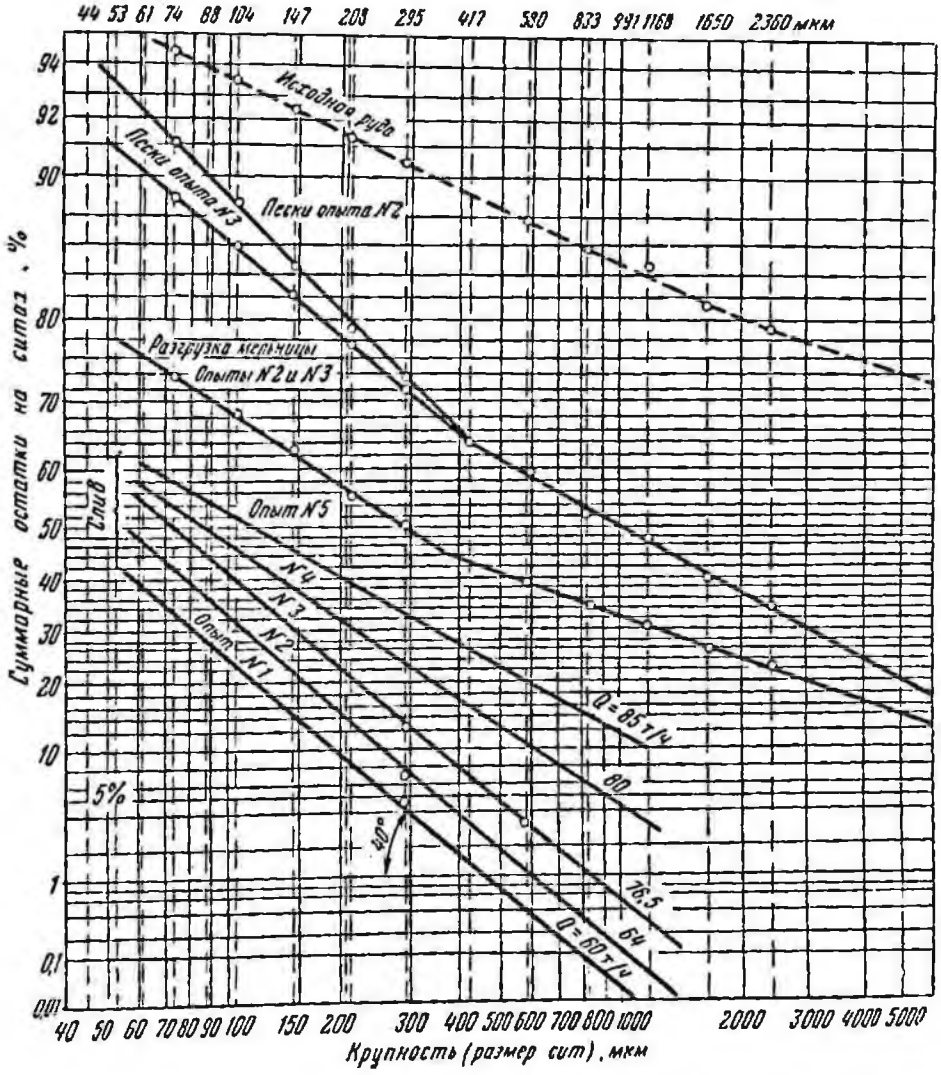


Рис 254. Характеристики крупности продуктов измельчения в шаровой мельнице на фабрике ЮГОК-1

Сравнительная измельчаемость руд в шаровых мельницах с решеткой, (до реконструк

Параметры	Фабрика		
	ЮГОК-1	ИКГОК	Олене-горская
Обрабатываемая руда	Железистые кварциты магнетитовые	Железистые кварциты магнетитовые (после стержневой мельницы)	Гематито-магнетитовая (после стержневой мельницы)
Номинальные размеры мельницы $D_0 \times L$, *мм*	3200×3100	3600×4000	2700×3600
Диаметр барабана в свету D, *м*	3	3,4	2,5
Рабочий объем V, *м*³	22,5	36	18
Заполнение шарами φ, %	46	46	46
Диаметр догружаемых шаров $D_ш$, *мм*	125	—	—
Скорость вращения мельницы n, *об/мин*	18	18	20,4
Скорость вращения ψ (% от критической)	74	78	76
Производительность по исходному питанию Q, *т/ч*	61	200	153
Номинальная крупность исходной руды $d_н$, *мм*	50	10	6
Содержание класса —0,074 *мм*, %:			
в исходном α_{71}	4	16	8
в продукте измельчения β_{71}, %	64	50	15,8
Фактическая удельная производительность по вновь образованному классу $q_{71} = \frac{Q}{V} \frac{(\beta_{71} - \alpha_{71})}{100}$, *т/м*³·*ч*	1,63	1,90	0,67
Поправочные коэффициенты:			
на крупность исходного K_d	1,19	0,88	0,84
на скорость вращения K_ψ	1,08	1,02	1,05
на заполнение шарами K_φ	1	1	1
на диаметр мельницы K_D	1	0,94	1,10
Общий коэффициент K_0	1,29	0,85	0,97
Приведенная к базисным условиям удельная производительность $q_{пр} = K_0 q_{71}$, *т/м*³·*ч*	2,1 ($q_{баз}$)	1,62	0,65
Коэффициент измельчаемости по отношению к южнокриворожским кварцитам $K_{изм} = \frac{q_{пр}}{q_{баз}}$	1,0	0,77	0,31

работающих в замкнутом цикле по данным пуско-наладочных испытаний

Таблица 174

«Сидварангер»	Джезказганская	Среднеуральская	Норильская	Каджаранская	«Моренси»
Магнетитовая	Медная	Медная Джезказганского месторождения	Медно-никелевая	Медно-молибденовая	Медная порфировая
3200×5100	3200×3100	2700×3600	3200×3100	3200×3100	3170×3170
3	3	2,5	3	3	3,0
36	22,5	18	22,5	22,5	22,5
46,3	46	40	46	46	38
125	100	100	100	—	75; 65; 50
18,9	18	20,4	18	18	17,9
77	74	76	74	74	73
156	52	40,2	40	61	66 (75)
25	25	20	25	16	25 (19)
6	3	5,3	3	8	5
51	50	46,3	61	52	70
1,95	1,03	0,92	1,03	1,20	1,78 (2,1)
1	1	0,94	1	0,9	1,0 (0,93)
1,03	1,08	1,05	1,08	1,08	1,11
1	1	1,15	1	1	1,21
1	1	1,09	1	1	1,0
1,03	1,08	1,25	1,08	0,96	1,3 (1,24)
2,0	1,10	1,15	1,10	1,15	2,40 (2,6)
0,96	0,53	0,55	0,53	0,55	1,15 (1,25)

На рис. 255 изображены характеристики крупности продуктов измельчения медных руд на Джезказганской фабрике. При испытаниях [43, 101] варьировали производительность мельницы и содержание твердого в сливе классификатора. В соответствии с этим изменялись циркулирующая нагрузка (в пределах 200—400%) и содержание расчетного мелкого класса в сливе классификатора. Зависимость производительности по исходному питанию Q от требующегося содержания расчетного класса (рис. 256) оказалась близкой к закону прямой. Удельная производительность по вновь образованному мелкому классу q_{74} не остается постоянной при различных режимах, а изменяется по закону параболы, достигая некоторого максимума $(q_{74})_{max} = 1{,}05$ $т/м^3 \cdot ч$ при наивыгоднейшей тонине помола $(\beta_{74})_{опт} = 47{,}5\%$. Наивыгоднейшая производительность по исходному питанию составляет при этом $Q_{опт} = 53$ $т/ч$.

Подсчитанные по формулам (435)—(438) частные поправочные коэффициенты и общий коэффициент приведены в табл. 174. Там же указаны приведенная к базисным условиям удельная производительность по классу — 0,074 *мм* ($q_{пр} = 1{,}10$ $т/м^3 \cdot ч$) и коэффициент измельчаемости джезказганской руды ($K_{изм} = 0{,}53$).

Аналогичные данные пуско-наладочных испытаний приведены в табл. 174 и по ряду других фабрик. Как видно из табл. 174, по своей измельчаемости аналогом южнокриворожских кварцитов является магнетитовая руда, обрабатываемая на фабрике «Сидвараггер» (Норвегия).

Близки между собой по измельчаемости медные руды Джезказгана, Норильска и Каджарана. Их измельчаемость ($K_{изм} = 0{,}55$) значительно ниже южнокриворож-

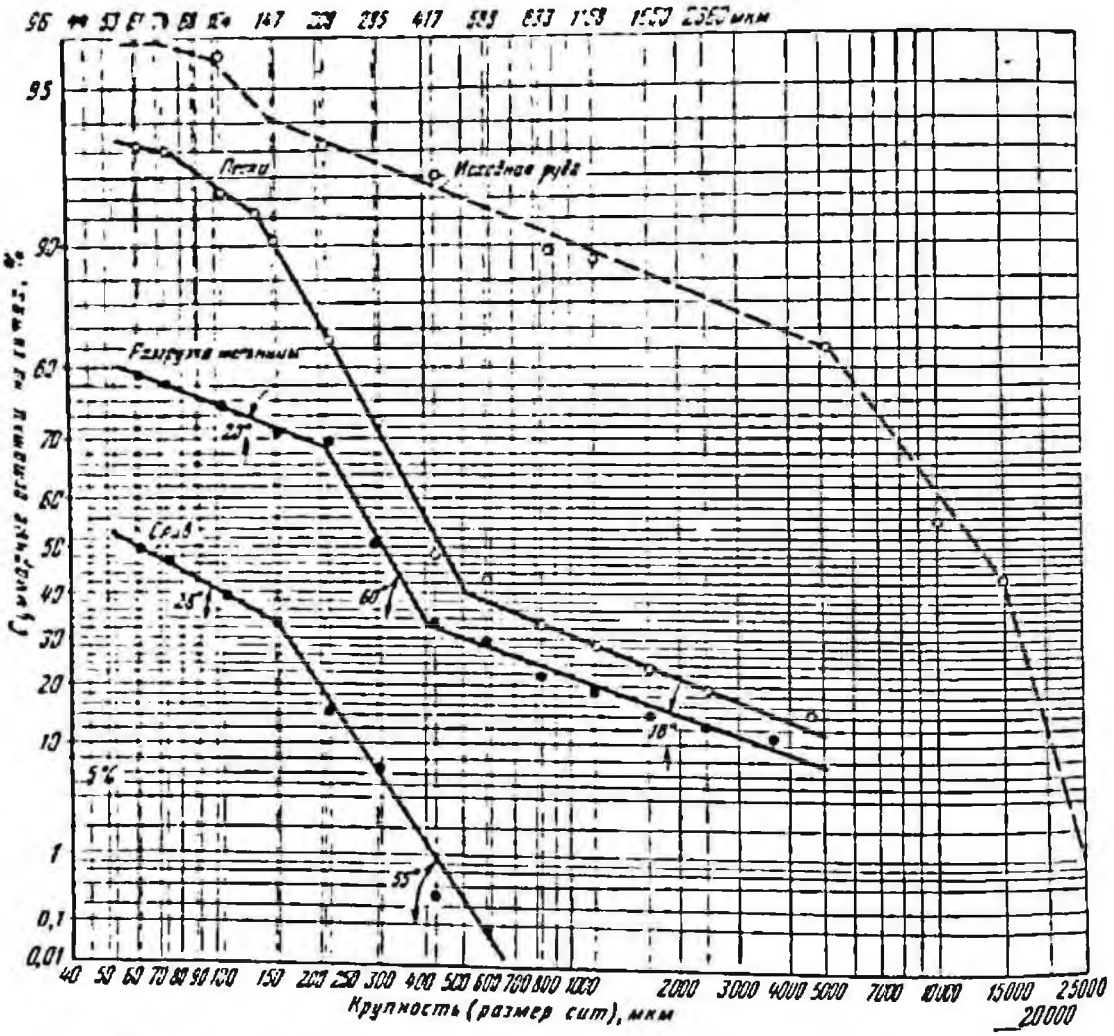


Рис. 255. Характеристики крупности продуктов измельчения шаровой мельницы на Джезказганской фабрике

ских, что частично объясняется меньшей плотностью медных руд.

При сравнительных испытаниях различных схем измельчения на Джезказганской фабрике [49] было установлено, что при необходимости измельчения руды до средней крупности (содержание 50—55% класса — 0,074 мм) выгоднее осуществлять измельчение в один прием в целях наилучшего использования объема шаровых мельниц. Когда измельчение должно быть доведено до 60—65% расчетного класса, варианты измельчения в один и два приема становятся равноценными по степени использования мельниц. При необходимости осуществлять тонкий помол до содержания примерно 70—80% класса — 0,074 мм выгоднее измельчать руду в два приема; при весьма тонком помоле, например до содержания 95—98% расчетного класса (что требуется в условиях Криворожского бассейна), целесообразно измельчать в три или четыре стадии (с промежуточным обогащением).

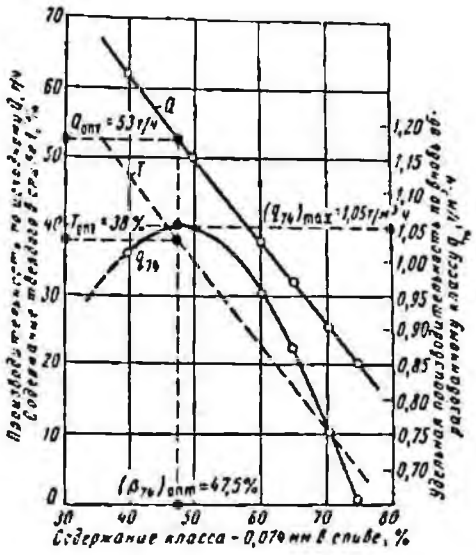


Рис. 256. Показатели работы шаровой мельницы 3200 × 3100 мм на Джезказганской фабрике

Таблица 175

Углы наклона типовых характеристик крупности продуктов измельчения шаровых мельниц (к рис. 253)

Вариант	Особенности варианта: крупность питания и относительное количество мелких шаров (и соответствующий начальный угол α_1)	Диаметр или относительное количество наибольших догружаемых шаров (и соответствующий конечный угол α_3)		
		а — слишком малы ($\alpha_3 < 40°$)	*б* — в норме ($\alpha_3 = 40 \div 45°$)	*в* — слишком велики ($\alpha_3 > 50°$)
I	Крупная или средняя по крупности руда; мелких шаров мало ($\alpha_1 = 25 \div 35°$)	$\alpha_1 = 25 \div 35°$ $\alpha_3 < 40°$	$\alpha_1 = 25 \div 35°$ $\alpha_3 = 40 \div 45°$	$\alpha_1 = 25 \div 35°$ $\alpha_3 > 50°$
II	Крупная или средняя по крупности руда; количество мелких шаров в норме ($\alpha_1 = 40 \div 45°$)	$\alpha_1 = 40 \div 45°$ $\alpha_3 < 40°$	$\alpha_1 = 40 \div 45°$ $\alpha_3 = 40 \div 45°$	$\alpha_1 = 40 \div 45°$ $\alpha_3 > 50°$
III	Очень мелкая исходная руда ($\alpha_1 = 50 \div 60°$)	$\alpha_1 = 50 \div 60°$ $\alpha_3 < 40°$	$\alpha_1 = 50 \div 60°$ $\alpha_3 = 40 \div 45°$	$\alpha_1 = 50 \div 60°$ $\alpha_3 > 50°$

При изображении характеристик крупности на двойной логарифмической сетке (см. рис. 253) величина углов наклона отрезков ломаной зависит от крупности исходной руды, размера наибольших догружаемых шаров и соотношения мелких и крупных шаров в общей шаровой загрузке. Для начального угла α_1 (участок в зоне мелких классов) возможно три варианта (табл. 175): при руде обычной крупности малая величина угла $\alpha_1 = 25 \div 35°$ соответствует слишком малому количеству мелких шаров в шаровой загрузке; среднее значение $\alpha_1 = 40 \div 45°$ — нормальному их количеству; повышенный угол наклона $\alpha_1 = 50 \div 60°$ отвечает обработке очень мелкой исходной руды (второй прием измельчения).

Для каждого из трех основных вариантов возможны три подварианта, отличающихся углом наклона третьего участка α_3. Величина этого угла зависит от размера наибольших догружаемых шаров [102].

Средний угол α_2 обычно равен одному из крайних или же имеет промежуточные значения.

Всего возможны девять различных типов характеристик крупности.

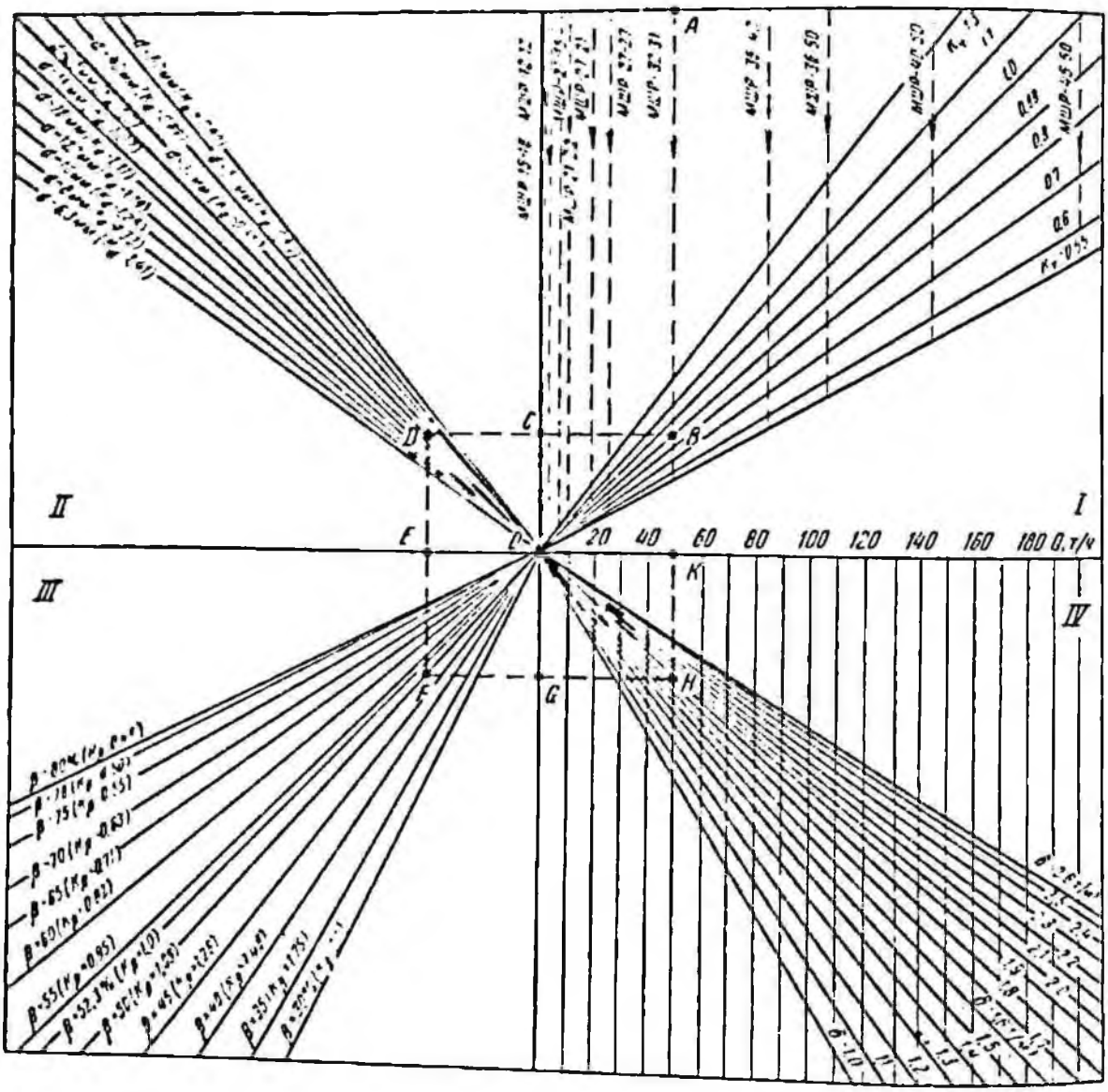


Рис. 257. Номограмма для ориентировочного определения производительности стандартных шаровых мельниц с решеткой МШР

Необходимо иметь в виду, что помимо перечисленных в табл. 175 основных факторов некоторую роль играет и нагрузка мельницы (см. рис. 254).

В I стадии измельчения чаще всего на практике реализуется подвариант II, б, при котором вся характеристика превращается в прямую линию с углом наклона $\alpha_1 = \alpha_2 = \alpha_3 = 40 \div 45°$. Для получения такой характеристики диаметр наибольших догружаемых шаров $D_ш$ подбирается [101] по следующей приближенной формуле:

$$D_ш = 52\sqrt[3]{d}, \text{ мм}, \qquad (440)$$

где d — крупность питания, мм.

По К. А. Разумову [122], должно выдерживаться соотношение

$$D_ш = 28\sqrt[3]{d}, \text{ мм}. \qquad (441)$$

Например, при крупности $d = 25$ мм по формуле (440) $D_ш = 100$ мм, а по формуле (441) — $D_ш = 82$ мм.

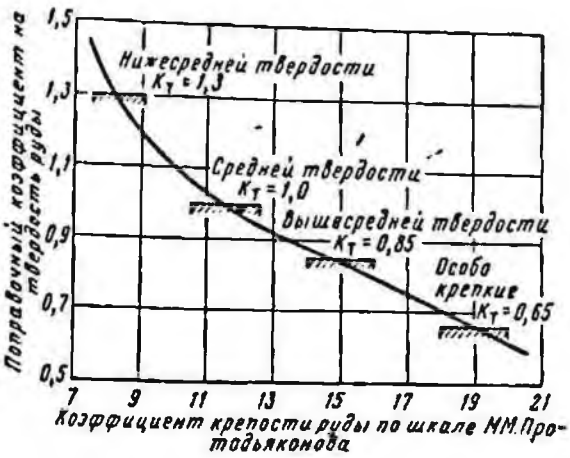


Рис. 258. Приближенное значение поправочного коэффициента на твердость руды ($K_т$)

§ 88. Технологический расчет шаровых мельниц

При расчете производительности мельниц I стадии для руд **черных металлов** по экспериментальным данным определяется коэффициент измельчаемости $K_{изм}$ относительно южнокриворожских кварцитов (непосредственно или путем пересчета с другой эталонной руды). При отсутствии данных испытаний коэффициент $K_{изм}$ устанавливается по аналогии с рудой действующей фабрики. По параметрам механического режима с помощью формул (430)—(438) находят частные коэффициенты (K_d, $K_ψ$, $K_φ$, K_D) и общий поправочный коэффициент (K_o).

За базисную принимается удельная производительность по вновь образованному расчетному классу — 0,074 мм мельниц ЮГОКа $q_{баз} = 2,1$ т/м³·ч (см. табл. 174). Приведенная производительность рассчитываемой мельницы составит

$$q_{пр} = q_{баз} K_{изм} = 2,1 K_{изм}, \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}, \qquad (442)$$

а фактическая

$$q_{74} = \frac{q_{пр}}{K_o}, \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}, \qquad (443)$$

где K_o — коэффициент, определяемый по формуле (430).

Общая производительность мельницы по исходному

$$Q = q_{74} V \frac{100}{(\beta_{74} - \alpha_{74})}, \text{ т/ч}. \qquad (444)$$

При расчете мельниц для руд **цветных металлов** за базисную принимается мельница Джезказганской фабрики, где $q_{74} = 1,03$ т/м³·ч (см. табл. 174). Дальнейший расчет аналогичен приведенному выше.

За рубежом получил распространение метод расчета производительности с помощью круговой логарифмической линейки фирмы «Денвер». В работе [90] линейка заменена номограммой (рис. 257), построенной в соответствии с результатами, получаемыми на круговой линейке. За исходную принимается формула

$$Q = 2,2 \frac{1}{K_d} \frac{1}{K_ψ} \frac{1}{K_φ} \frac{1}{K_D} K_т K_β \times$$

$$\times \left(\frac{\delta}{1,6}\right) V, \text{ т/ч}, \qquad (445)$$

где 2,2 — базисная удельная производительность, т/м³·ч,

δ — объемный вес руды в насыпке, т/м³;

V — объем мельницы, м³.

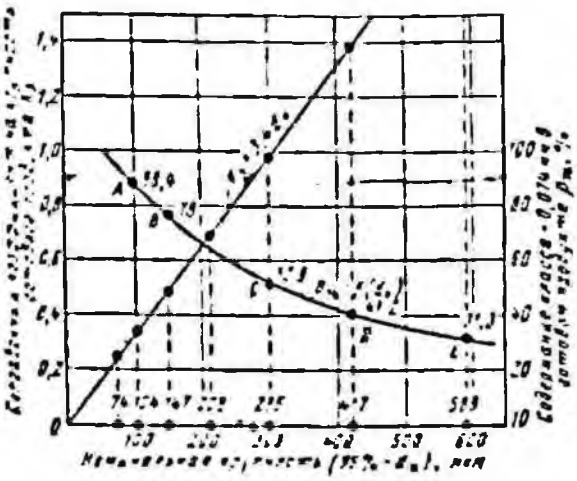


Рис. 259. Поправочный коэффициент на крупность (K_β) и содержание мелкого класса — 0,074 мм (β_{74}) в готовом продукте в зависимости от его номинальной крупности ($d_н$) (цифры у точек A, B, C, D и E соответствуют содержанию β_{74})

Поправочный коэффициент K_d определяется по формуле (434) или по табл. 173.

Поправочный коэффициент K_ψ определяется по соотношению, аналогичному формуле (435)

$$K_\psi = \frac{0{,}75}{\psi}. \qquad (446)$$

Поправочный коэффициент K_φ определяется по формуле (436); K_D — по формуле (438).

Поправочный коэффициент на твердость руды $K_т$ находится по графику рис. 258.

Поправочный коэффициент на крупность готового продукта K_β определяется по заданной номинальной крупности $d_н$ (мм) готового продукта

$$K_\beta = 3{,}4 d_н. \qquad (447)$$

При $d_н = 0{,}295$ мм $K_\beta = 1$.

Если взамен номинальной крупности $d_н$, соответствующей 5%-ному остатку на сите $d_н$, задано содержание расчетного класса — 0,074 мм, т. е. β_{74} %, то коэффициент K_β находят по графику рис. 259.

Построенная на основе этих соотношений номограмма состоит из четырех квадрантов (см. рис. 257). На оси абсцисс I квадранта отложена производительность стандартных шаровых мельниц; внутри I квадранта проведены лучи, соответствующие поправочному коэффициенту на твердость $K_т$. Во II, III и IV квадрантах нанесены лучи, учитывающие поправки соответственно на крупность питания K_d, на содержание класса — 0,074 мм в готовом продукте K_β и на объемный вес в насыпке δ.

Ключом к пользованию номограммой служит ломаная $ABCDEFGHK$, соответствующая следующему конкретному случаю: в шаровой мельнице 3200 × 3100 мм с решеткой (МШР-3200 × 3100) объемом $V = 22{,}5$ м³ (см. точку A) измельчается джезказганская медная руда крепостью $f = 14$ по шкале М. М. Протодьяконова. Согласно рис. 258 ей соответствует поправочный коэффициент на твердость $K_т = 0{,}88$; вертикаль из точки A номограммы пересекает луч $K_т = 0{,}88$ в точке B.

Крупность исходного питания $d = 25$ мм (горизонталь BC пересекает луч $d = 25$ мм в точке D). Готовый продукт содержит 50% класса — 0,074 мм (вертикаль DE пересекает луч $\beta_{74} = 50\%$ в точке F). Объемный вес руды в насыпке $\delta = 1{,}7$ т/м³ (горизонталь FG пересекает луч $\delta = 1{,}7$ т/м³ в точке H).

Производительность мельницы находим на оси абсцисс квадранта I, где вертикаль HK пересечет ось в точке K ($Q = 50$ т/ч).

При содержании класса — 0,074 мм в исходном $\alpha_{74} = 3\%$ удельная производительность по вновь образованному расчетному классу составит

$$q_{74} = \frac{Q(\beta_{74} - \alpha_{74})}{V} = \frac{50(50-3)}{22{,}5} =$$

$$= 1{,}05 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч},$$

что близко к опытным данным.

Номограмма хорошо согласуется с экспериментальными данными только в условиях среднего измельчения, когда β_{74} лежит в пределах 45—65%.

При расчете непосредственно по формуле (445): $K_d = 1$ ($d = 25$ мм); $K_\psi = \frac{0{,}75}{0{,}76} = 0{,}99$ ($\psi = 76\%$); $K_\varphi = 1$ ($\varphi = 46\%$);

$K_D = \sqrt{\frac{3}{D}} = 1$ (диаметр в свету $D = 3$ *м*); $K_т = 0{,}88$ (согласно рис. 258) и $K_β = 1{,}09$ (согласно рис. 259 для $β_{70} = 50\%$). При $V = 22{,}5$ *м*³ и $δ = 1{,}7$ *т/м*³ по формуле (445) имеем:

$$Q = 2{,}2 \cdot \frac{1}{1} \cdot \frac{1}{0{,}99} \cdot \frac{1}{1} \cdot \frac{1}{1} \times$$

$$\times 0{,}88 \cdot 1{,}09 \frac{(1{,}7)}{(1{,}6)} 22{,}5 = 50 \text{ т/ч},$$

что совпадает с производительностью, найденной по номограмме.

С достаточной степенью точности установить расчетным путем значение коэффициента перехода от мельниц I стадии к мельницам II стадии не представляется возможным. Как общее правило, удельная производительность мельниц II стадии значительно ниже, чем мельниц I стадии.

Минеральный состав исходной руды (питание мельниц I стадии) и состав промпродуктов обогащения, направляемых для доизмельчения в мельницы II стадии, различны. Лишь при очень большом выходе промпродукта он будет незначительно отличаться по своей измельчаемости от исходной руды, но при среднем и малом выходе различие может оказаться существенным. В этом случае [122] необходимо предварительное исследование с целью определения измельчаемости промпродуктов.

На основе практики действующих фабрик (Джезказганской, ЮГОК-1 и др.) допустимо принимать при расчете производительности следующие величины коэффициента перехода $K_{(1-2)}$ от мельниц I стадии к мельницам II стадии: для флотационных фабрик $K_{(1-2)} = 0{,}7 \div 0{,}75$; для магнитообогатительных $K_{(1-2)} = 0{,}4 \div 0{,}45$.

§ 89. Показатели эксплуатации стержневых и шаровых мельниц

В таблицах 176—179 и на рисунках 260—262 показаны схемы измельчения, технические характеристики и данные эксплуатации измельчительного оборудования ряда фабрик, обрабатывающих руды цветных и черных металлов [1].

Схемы измельчения фабрик, перерабатывающих медные и медно-цинковые руды, показаны на рис. 260, показатели их работы приведены в табл. 176.

Среднеуральская фабрика (рис. 260, *а*) перерабатывает преимущественно колчеданные руды. Рудные минералы в них представлены пиритом (70—80%), халькопиритом, ковеллином, халькозином, галенитом, сфалеритом, нерудные — кварцем, баритом, серицитом.

Красноуральская фабрика (рис. 260, *б*) перерабатывает главным образом руды Красногвардейского рудника (на отдельной секции) и руды месторождения им. III Интернационала. Большая часть руд — цинково-медноколчеданные. Для рудных минералов характерно тонкое взаимное прорастание сульфидов, в особенности сфалерита с халькопиритом и пиритом.

Карабашская фабрика (рис. 260, *в*) перерабатывает сплошные сульфидные (преимущественно колчеданные) руды трех месторождений. Нерудные минералы — кварц, серицит, карбонаты.

Сибайская фабрика (рис. 260, *г*). На обогащение поступают медистые, цинковистые, медисто-цинковистые и сернистые руды.

Балхашская фабрика (рис. 260, *д*) перерабатывает порфировые руды Коунрадского месторождения.

Джезказганская фабрика (рис. 260, *е*) перерабатывает в основном медные сульфидные руды и в небольшом количестве медно-свинцовые.

Схемы измельчения фабрик, перерабатывающих медно-никелевые и медно-молибденовые руды, показаны на рис. 261, техническая характеристика оборудования и показатели работы приведены в табл. 177. На рис. 262 показаны схемы измельчения некоторых фабрик, обрабатывающих полиметаллические руды. Характеристика оборудования и показатели работы фабрик приведены в табл. 178.

Показатели работы измельчительных отделений фабрик, обрабатывающих руды черных металлов, приведены в табл. 179*. Удельный расход шаров по отраслям цветной металлургии приведен в табл. 180.

---

[1] Некоторые данные о работе стержневых и шаровых мельниц на фабриках, обогащающих руды черных металлов (НКГОК, ЮГОК, Оленегорская, «Беббит», «Сидварангер»), были приведены также в табл. 168 и 174.

* См. также табл. 168 и 174.

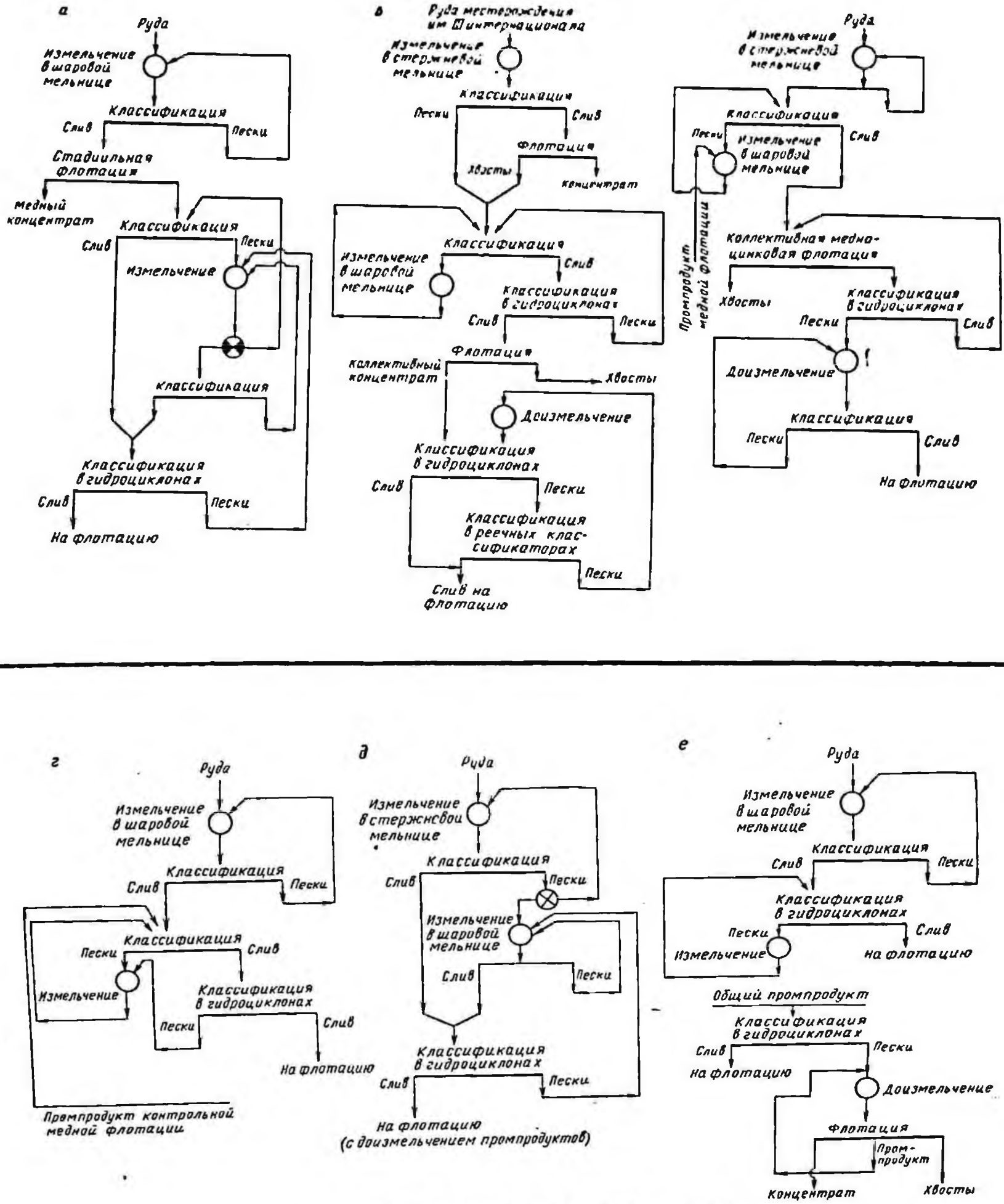


Рис. 260. Схемы измельчения медных и медно-цинковых руд:
а — Среднеуральская фабрика; *б* — Красноуральская фабрика; *в* — Карабашская фабрика; *г* — Сибайская фабрика; *д* — Балхашская фабрика; *е* — Джезказганская фабрика

Показатели работы измельчительных отделений фабрик

Параметры	Средневуральская (см. рис. 260, а)		Красноуральская (см. рис. 260, б)			Карабаш (см. рис.	
	I стадия	II стадия	I стадия	II стадия	Доизмельчение коллективного концентрата	I стадия	II стадия
	Тип мель						
	МШЦ		МСЦ	МШЦ		МСЦ	МШЦ
Размер мельницы, м	2,7×3,6	2,7×3,6	2,1×4,5	1,8×3,0	1,8×3,0	2,1×3,0	2,1×3,0
Рабочий объем, м³	18	18	14,0	6,5	6,5	9,4	9,4
Скорость вращения мельницы, об/мин	20,4	20,4	16	23	23	18—25,5	20
То же, % критической	76	76	53,0	70,0	70,0	60—75	65,0
Потребляемая мощность, квт	425	368	182	120	120	149	—
Плотность дробленой руды, т/см³	4,2	—	3,2	—	—	4,4	—
Содержание влаги в руде, %	3,0	—	5,0	—	—	4,0	—
Крупность дробленой руды, мм	10	—	25	—	—	25	—
Производительность мельницы:							
по исходной руде, т/ч	57—60	—	30—37	—	—	30	—
удельная по классу —0,074 мм, т/м³·ч	1,2	—	0,86	1,14	0,56	1,05—1,2	—
Содержание класса — 0,074 мм в сливе, %	48—52	88—90	50	60	90—95	37,0	—
Циркулирующая нагрузка, %	40—120	400	—	200	250—300	250—300	—
Измельчающая среда	Шары		Стержни	Шары		Стержни	Шары
Вес стержней или шаров, т	46	46	35	13,5	13,5	18	18
Диаметр стержней или шаров, мм	80	60	100	60—80	60	80—90	60
Расход, кг/т:							
измельчающей среды	Общий 2,5		0,5	1,25	1,25	Общий 2,9	
футеровки	Общий 0,20		Общий 0,22			Общий 0,23	

[1] Результаты ситовых анализов по средним эксплуатационным данным.

обрабатывающих медные и медно-цинковые руды 1

Таблица 176

ская 260, *в*)	Сибайская (см. рис. 260, *г*)		Балхашская (см. рис. 260, *б*)			Джезказганская (см. рис. 260, *ж*)		
Доизмельчение коллективного концентрата	I стадия	II стадия	I стадия	II стадия	Доизмельчение промпродуктов	I стадия	II стадия	Доизмельчение промпродуктов
ницы								
МШЦ	МШР	МШЦ	МСЦ	МШЦ		МШР	МШЦ	
2,1×3,0	2,7×3,6	2,7×3,6	2,7×4,4	2,7×4,4	2,7×3,6	3,2×3,1	3,6×4,0	2,7×3,6
9,4	18	18	22,6	22,6	18	22,5	36,0	18
24,5	21	21	20	20	20	18	16	19 и 22
80,0	79,0	79,0	75	75	75	74	70	71 и 82
—	380	—	368	444	368	600	1100	420
—	3,8—4,1	—	2,6—2,8	—	—	2,65	—	—
—	3,0	—	5	—	—	2—3	—	—
—	20	—	25	—	—	20	—	—
—	42—45	—	118	—	—	67—70	—	—
—	1,1—1,25	0,65—0,7	1,65	1,42	0,5—0,6	1,0	0,95—1,05	0,6
—	63	88	61	61	—	—	60—65	90—95
—	100—200	200	250	200—250	—	100—110	350—400	—
	Шары		Стержни			Шары		
18	37	37	40—42	46—48	40—42	47	60	30
40	80—100	40	80	40—60	40	100—125	40—60	40
	Общий 1,44		0,52	0,66		1,3	0,7	0,2
	Общий 0,36			Общий 0,10		0,08	0,04	0,03

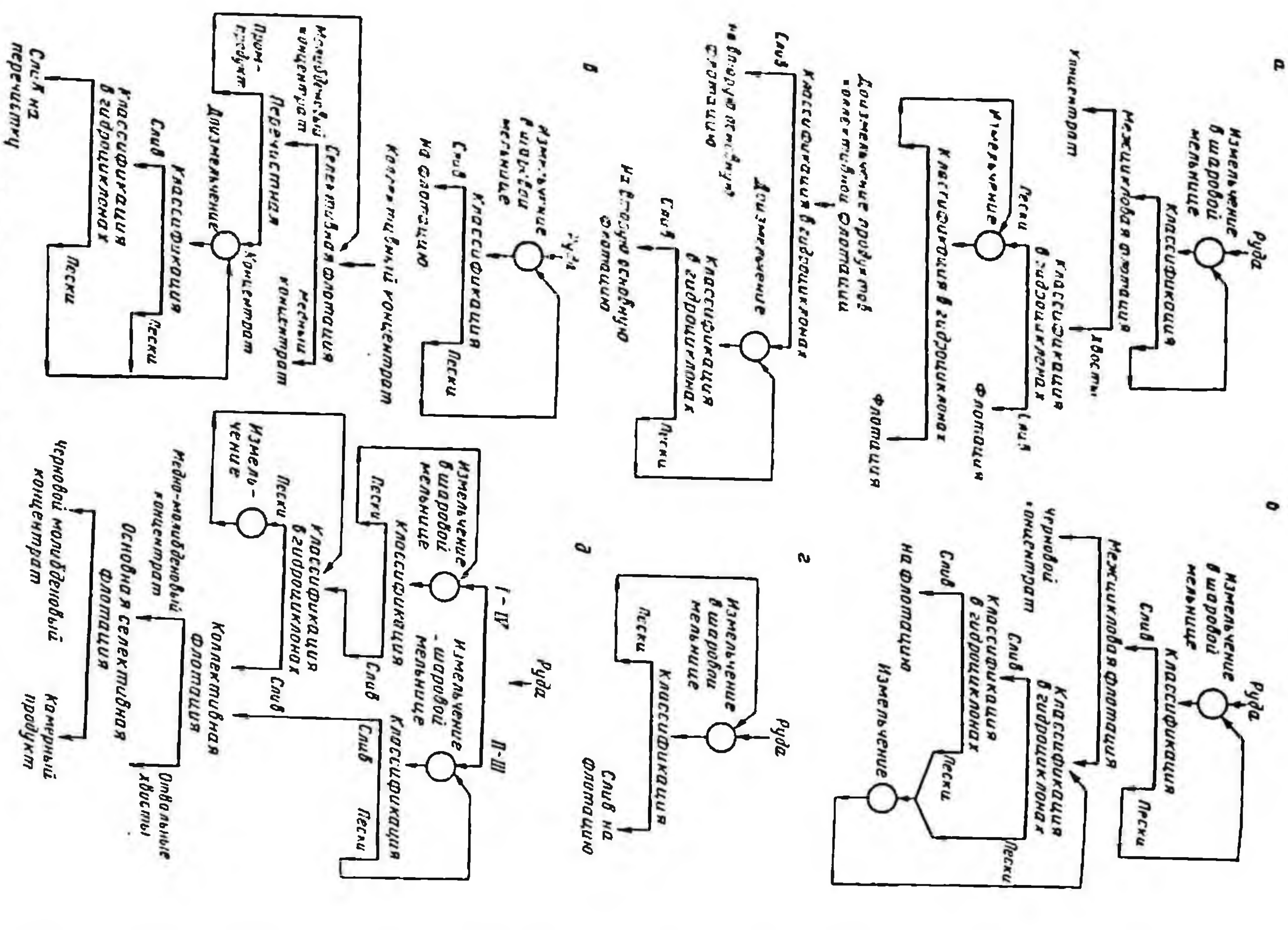


Рис. 261. Схемы измельчения медно-никелевых и медно-молибденовых руд:
а — Норильская фабрика; б — фабрика «Печенганикель»; в — Сорская фабрика; г — Тырныаузская фабрика; д — Каджаранская фабрика

Таблица 177

Показатели работы измельчительных отделений фабрик, обрабатывающих медно-никелевые и вольфрамо-молибденовые руды [1]

Параметры	Норильская (см. рис. 261, а)			«Печенганикель» (см. рис. 261, б)		Сорская (см. рис. 261, в)		Тырныаузская (см. рис. 261, г)	Каджаранская (см. рис. 261, д)		
									I и IV секции		II и III секции
	I стадия	II стадия	Доизмельчение продуктов коллективной флотации	I стадия	II стадия	I стадия	Доизмельчение концентрата	I стадия	I стадия	II стадия	I стадия
	Тип мельницы										
	МШР	МШЦ		МШР			МШЦ	МШР			
Размеры мельницы, м	3,2×3,8	3,2×3,8	2,7×3,6	3,2×3,1	3,2×3,1	3,2×3,1	1,5×1,5	3,2×3,1	3,2×3,8	3,2×3,1	3,2×3,1
Рабочий объем, $м^3$	28	28	18	22,5	22,5	22,5	2,3	22,5	28	22,5	22,5
Скорость вращения мельницы, об/мин	20,7	18	16	18	18	18—20,4	24	20	18	20	18—20
То же, % от критической	85	75	60	75	75	75—84,5	60	82	75	82	75—82
Потребляемая мощность, квт	600	600	456	600	600	600	55	600	600	600	600
Плотность дробленой руды, $г/см^3$	3,0	—	—	2,0—3,0	—	2,7	—	2,8—3,0	2,7	—	—
Содержание влаги в руде, %	4—7	—	—	1,8	—	2,3	—	2,0	4,5	—	—
Крупность дробленой руды, мм	16	—	—	20	—	15	—	—	13	—	—
Производительность мельницы:											
по исходной руде, т/ч	52	—	—	52	—	57	—	65	100	—	54
удельная по классу −0,074 мм, $т/м^3 \cdot ч$	0,85—0,88	0,65—0,75	—	0,9	0,9—0,95	1,26	0,12—0,16	1,4	1,1—1,15	0,68	1,0
Содержание класса −0,074 мм в сливе, %	45—48	80	(96%—0,044 мм)	45	75	55—58	94—96	56—60	38,5	53,5	52,3
Циркулирующая нагрузка, %	100—150	—	—	50	410	300	—	300—300	75	160	105
Измельчающая среда	Шары										
Масса шаров, т	52	50	32	48	45	53	5,0	47	45	45	45
Диаметр шаров, мм	100—125	60—80	40	80—100	60	100—125	25—30	80	60—80	40—60	60—80
Расход, кг/т:											
измельчающей среды	1,5	0,6	0,3	1,2	1,0	Общий 1,4	—	0,9	Общий 0,9		
футеровки	Общий 0,23			Общий 0,25		0,14		0,13	Общий 0,14		

[1] Результаты ситовых анализов по средним эксплуатационным данным.

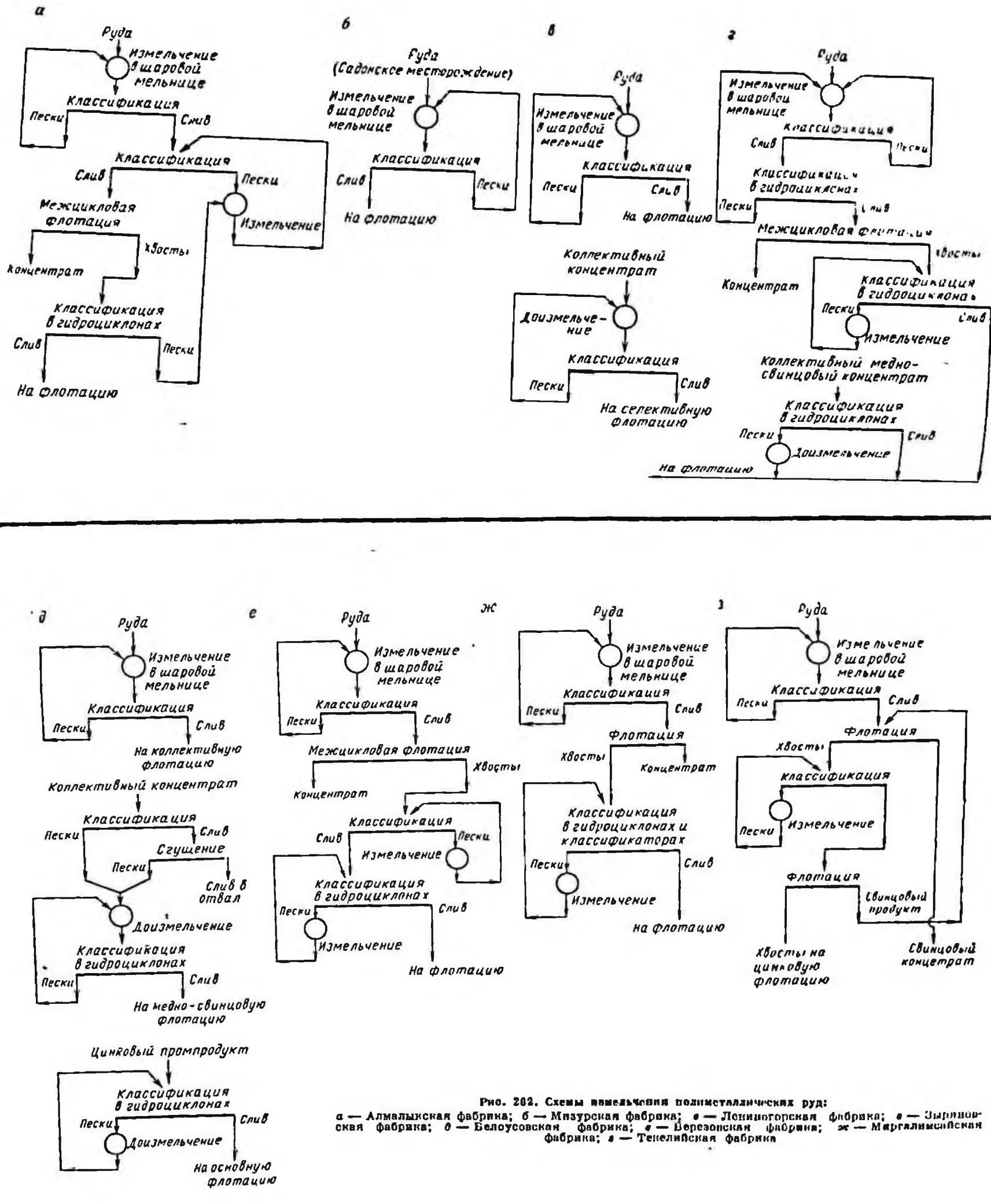


Рис. 202. Схемы измельчения полиметаллических руд:
а — Алмалыкская фабрика; *б* — Мизурская фабрика; *в* — Лениногорская фабрика; *г* — Зыряновская фабрика; *д* — Белоусовская фабрика; *е* — Березовская фабрика; *ж* — Мургалимсайская фабрика; *з* — Текелийская фабрика

Таблица 178

Показатели работы измельчительных отделений фабрик, обрабатывающих полиметаллические руды*

Параметры	Алмалыкская (см. рис. 262, а)		Мизурская (см. рис. 262, б)	Лениногорская № 3 (см. рис. 262, в)		Зыряновская (см. рис. 262, г)		
	I стадия	II стадия	Садонская руда, I стадия	I стадия	Доизмельчение коллективного концентрата	I стадия	II стадия	Доизмельчение коллективного концентрата
	Тип мельницы							
	МШР							МШЦ
Размеры мельницы, *м*	3,2×3,1	3,2×3,1	2,1×1,5	2,7×3,6	2,1×3,0	3,2×3,1	3,2×3,1	1,5×3,0
Рабочий объем, $м^3$	22,5	22,5	4,9	18	8,9	22,5	22,5	4,5
Скорость вращения мельницы, *об/мин*	19	19	22	20,8	—	18	18	—
То же, % от критической	78	78	76	78	—	75	75	—
Потребляемая мощность, *квт*	600	600	100	270	—	600	600	100
Плотность дробленой руды, $г/см^3$	2,85	—	2,7	2,85	—	2,7	—	—
Содержание влаги в руде, %	3—7	—	6—8	4—5	—	5,0	—	—
Крупность дробленой руды, *мм*	20	—	20	20	—	25	—	—
Производительность мельницы:								
по исходной руде, *т/ч*	50	—	9—12	38—40	—	95	—	—
удельная по классу —0,074 *мм*, $т/м^3 \cdot ч$	0,8	0,9	1—1,2	1,05	1,38	1,65—1,75	—	—
Содержание класса —0,074 *мм* в сливе, %	39	77	55	50—56	92—93	48	75	88—90
Циркулирующая нагрузка, %	40	120	300—350	300	—	—	—	—
Измельчающая среда	Шары							
Масса шаров, *т*	47	45	9	36	15	48—53	43—45	7,0
Диаметр шаров, *мм*	125	60—80	80—125	125—100	50	100	40—60	20—30
Расход, *кг/т*:								
измельчающей среды	1,4	—	1,5	Общий 1,8		0,85	0,45	0,11
футеровки	0,20	—	0,3	Общий 0,26			Общий 0,15	

Продолжение табл. 178

Параметры	Белоусовская (см. рис. 262, д)			Березовская (см. рис. 262, е)			Миргалимсайская (см. рис. 262, ж) [1]		Текелийская (см. рис. 262, з)	
	I стадия	Доизмельчение коллективного концентрата	Доизмельчение цинкового промпродукта	I стадия	II стадия		I стадия	II стадия	I стадия	II стадия
					I прием	II прием				
	Тип мельницы									
	МШР		МШЦ	МШР	МШЦ		МШР	МШЦ		
Размеры мельницы, *м*	2,2×3,0	2,2×3,0	2,1×3,0	2,2×3,0	2,1×3,0	1,5×3,0	2,7×3,6	2,7×3,6	2,2×3,0	2,2×3,0
Рабочий объем, $м^3$	10,0	10,0	8,9	10,0	8,9	4,5	18	18	10	10
Скорость вращения мельницы, *об/мин*	24	24	25	25,9	—	—	21	21	22	23
То же, % от критической	80	80	83	86	—	—	79	79	73	77
Потребляемая мощность, *квт*	260	260	260	230	200	115	380	380	220	210
Плотность дробленой руды, $г/см^3$	3,2	—	—	3,4	—	—	3,15	—	—	—
Содержание влаги в руде, %	5,0	—	—	5,0	—	—	5—10	—	4—6	—
Крупность дробленой руды, *мм*	25	—	—	30	—	—	25	—	25	—
Производительность мельницы:										
по исходной руде, *т/ч*	28—30	—	—	30—32	—	—	43—44	—	22—24	—
удельная по классу —0,074 *мм*, $т/м^3 \cdot ч$	1,3	0,45	0,37	1,4	0,80	0,73	1,1	—	1,17	1,2
Содержание класса —0,074 *мм* в сливе, %	53	81—90	92	54,0	76,6	86,8	49—52	78—82	55—58	80—82
Циркулирующая нагрузка, %	200	160	240	300—400	120	90	—	200—300	150	130
Измельчающая среда	Шары									
Масса шаров, *т*	17,0	17	13	17	16	—	40	36	18	18
Диаметр шаров, *мм*	100	40	40	125	40—60	40	100—125	40—60	100—125	60
Расход, *кг/т*:										
измельчающей среды	1,25	0,36	0,16	Общий 1,6			Общий 1,0		Общий 2,1	
футеровки	Общий 0,3			Общий 0,3			Общий 0,15		Общий 0,34	

[1] Результаты ситовых анализов по средним эксплуатационным данным.

Таблица 179

Показатели работы измельчительных отделений некоторых фабрик, обрабатывающих руды черных металлов

Параметры	ЮГОК-1			НКГОК				Днепровский ГОК				Оленегорский ГОК	
	Стадии измельчения												
	I	II	III	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II
	Тип мельницы												
	МШР	МШЦ		МСЦ	МШР	МШЦ		МСЦ	МШЦ			МСЦ	МШР
Размеры мельницы, *мм*	3,6×4	3,6×4	3,6×4	3,6×4	3,6×4	3,6×3,15	3,6×4	3,6×3,5	4,5×6 и 4×5	4,5×6 4,5×5,5	4,5×6 4,0×5,5	2,7×3,6	2,7×3,6
Рабочий объем, $м^3$	36	30	36	30	36	36	36	49	55 и 80	61 и 80	61 и 80	18	18
Скорость вращения мельницы, *об/мин*	18,1	18,1	18,1	14,4	18,1	14,4	14,4	14	17,4	17,4	17,4	21,1	20,4
То же, % от критической	78	78	78	61	78	61	61	61	82	82	82	91	76
Потребляемая мощность, *квт*	1100	1100	1100	900	1100	—	900	1250	2000	2000	2000	380	—
Плотность дробленой руды, $г/см^3$	3,4	—	—	3,4	—	—	—	3,4	—	—	—	3,4	—
Содержание влаги в дробленой руде, %	3	—	—	1,0	—	—	—	3,0	—	—	—	3,0	—
Крупность дробленой руды, *мм*	25—0	—	—	25—0	—	—	—	20—0	—	—	—	25—0	—
Производительность мельницы:													
по руде, *т/ч*	83	—	—	226	—	—	—	156	—	—	—	196	—
удельная по классу —0,074 *мм*, $т/м^3 \cdot ч$	1—1,20	0,85—0,9	0,35—0,4	1,05	2,05	0,52	0,34	0,84—0,86	1,5—1,55	0,86	—	0,9	0,67
Содержание класса —0,074 *мм* в сливе, %	~60	80—85	95	20	47	84	95	20	55	85	95 класса —0,044 *мм*	14,5	15,8
Циркулирующая нагрузка, %	~150	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Измельчающая среда	Шары			Стержни	Шары			Стержни	Шары			Стержни	Шары
Масса шаров или стержней, *т*	72	—	—	76	60	—	—	130	114	114	115	44	—
Диаметр шаров (стержней), *мм*	125—100	—	—	90—100	100—80	—	—	100	80	60	40—50	100—90	—
Расход измельчающей среды, *кг/т* *	—	—	—	—	—	—	—	0,5—0,6	0,6—0,67	0,58	0,50	—	—

* См. в § 99 табл. 183.

Таблица 180

Удельный расход шаров по отраслям цветной металлургии

Отрасль	Удельный расход, *г* на 1 *т* руды
Медная	1,48
Свинцово-цинковая	1,31
Никель-кобальтовая	1,61
Вольфрамо-молибденовая	1,14
Плавиково-шпатовая	1,17
Оловянная	0,94
Сурьмяно-ртутная	2,1
Редких металлов	0,572
Средний	1,4

Глава XXI

Работа мельниц рудного самоизмельчения и рудногалечного измельчения и их технологический расчет

§ 90. Особенности работы мельниц самоизмельчения

Характерная особенность процесса измельчения руд в мельницах рудного самоизмельчения и в рудногалечных состоит в том, что крупные куски руды являются измельчающей средой для более мелких, причем сами крупные куски также разрушаются в мельницах, постепенно превращаясь в готовый мелкий продукт.

Классификация разновидностей рассматриваемого процесса может быть составлена по таким признакам, как крупность и гранулометрический состав исходного питания мельниц, соотношение диаметра D и длины L используемых мельниц, а также их места в технологической схеме подготовки руды к обогащению. В связи с этим могут быть выделены следующие основные разновидности процесса или способы самоизмельчения.

Первичное рудное самоизмельчение (сухое и мокрое), при котором исходным питанием мельницы служит вся рядовая неклассифицированная руда крупностью — 350 + 0 *мм* или —250 + 0 *мм*; в необходимых случаях в мельницу добавляют некоторое количество шаров; соотношение $D : L = 3 : 1$.

Первичное рудногалечное самоизмельчение (I стадия), при котором измельчающей средой являются крупные классы исходной руды в кусках — 300 + 150 *мм* или —300 + 100 *мм*, а измельчаемым продуктом — мелкие классы руды крупностью —40 или —20 *мм*; средние классы либо удаляются из исходной руды, либо выводятся из мельницы; соотношение $D : L$ — от 2 : 1 до 1 : 1.

Вторичное рудногалечное самоизмельчение (II стадия), при котором измельчающая среда (рудная галя) имеет крупность примерно —100 + + 50 *мм*, а измельчаемый продукт, полученный после I стадии измельчения (в мельницах любого типа), — мельче 2 или 3 *мм*; соотношение $D : L$ — от 1 : 1 до 1 : 2.

Первичное рудное и первичное рудногалечное самоизмельчение осуществляется в мельницах специальных конструкций: вентилируемых мельницах типа «Аэрофол» (сухое самоизмельчение, см. рис. 208, *а* и рис. 223) и мельницах типа «Каскад» (мокрое самоизмельчение, см. рис. 208, *м* и рис. 213). Рудногалечное самоизмельчение II стадии осуществляется чаще всего в обычных барабанных мельницах.

Возрастающее использование мельниц самоизмельчения объясняется рядом их преимуществ по сравнению с обычно применяемым дробильно-измельчительным оборудованием.

Мельницы первичного рудного и рудногалечного самоизмельчения, обеспечивая совмещение процессов дробления и измельчения, позволяют получать готовый продукт необходимой крупности из сырой руды, прошедшей только I стадию дробления. Так, при измельчении руды крупностью до 350 *мм* в мельницах «Аэрофол» или «Каскад» диаметром 5—7 *м* получается готовый продукт, содержащий 60% класса — 0,074 *мм*. Для вновь проектируемых мельниц диаметром 9—11 *м* крупность исходного питания может быть принята 600 *мм* и более.

При самоизмельчении раскрытие сростков происходит эффективнее, чем при шаровом измельчении; кроме того, иногда снижается шламообразование [168].

Применение мельниц самоизмельчения позволяет снизить расход металлических измельчающих тел до 3—5% или даже до нуля, а в некоторых случаях и сократить удельный расход электроэнергии.

В результате почти полного исключения шаров готовый продукт самоизмельчения содержит меньшее количество тонкодисперсного железа, что особенно важно при последующем обогащении (флотации или гидрометаллургической обработке, вы-

шелачивании, цианировании т. д.).

Был также отмечен ряд **отрицательных** особенностей процесса.

Так, в процессе самоизмельчения некоторых руд образуется избыточное количество кусков «критической» крупности: слишком малых по размеру и весу, чтобы служить измельчающими телами, и слишком крупных, чтобы быть эффективно измельченными другими кусками.

При изменении физических свойств поступающей руды наблюдается колебание производительности мельниц самоизмельчения в сравнительно широких пределах.

При сухом самоизмельчении руд с повышенной влажностью требуется подсушка руды.

Способом рудногалечного измельчения можно измельчать как твердые руды (пегматиты, кварциты и т. п.), так и мягкие руды (песчаники); как руды малой плотности (золотые, урановые), так и большой плотности (пиритовые, медно-мышьяковые). Однако некоторые руды в процессе рудногалечного измельчения не могут быть доведены до желаемой крупности. К таким относятся рыхлые крупнокристаллические руды, требующие тонкого измельчения.

Перевод мельниц с шарового на рудногалечное измельчение сопровождается уменьшением их удельной производительности; при этом наблюдается повышенный износ футеровки; затруднено непосредственное сопряжение рудногалечных мельниц с гидроциклонами вследствие наличия в разгрузке мельниц рудной гальки, забивающей песковые патрубки гидроциклонов.

Тем не менее как первичное, так и вторичное самоизмельчение получает все большее распространение.

Таблица 131

Экономическое сравнение различных схем подготовки железосодержащей руды к обогащению*

Параметры	Варианты рудоподготовки		
	измельчение в стержневой и шаровой мельницах	измельчение в стержневой и рудногалечной мельницах	самоизмельчение в мельницах «Каскад» и рудногалечной
Амортизация (срок 20 лет)	0,0**	+0,2**	+0,55**
Эксплуатационные расходы***:			
а) на дробление	0,0	0,0	—0,20**
б) на первичное измельчение:			
электроэнергия	0,0	—0,06	+0,57
измельчающая среда	0,0	—0,17	—1,54
футеровка	0,0	—0,03	+0,57
Итого по дроблению и первичному измельчению	0,0	—0,26	—0,60
Эксплуатационные расходы:			
в) на вторичное измельчение:			
электроэнергия	0,0	—0,17	—0,45
измельчающая среда	0,0	—2,81	—2,81
футеровка	0,0	+0,12	—0,01
Итого по вторичному измельчению . .	0,0	—2,86	—3,27
Всего	0,0	—2,92	—3,32

* По данным Б. Фагерберга и др. (Швеция). Труды VII Международного конгресса по обогащению полезных ископаемых.

** Дополнительные расходы (+), экономия (—).

*** Показатели даны в шведских кронах (1 крона = 17,4 коп.) в расчете на 1 *т* готового концентрата.

Таблица 182

Эксплуатационные расходы[1] при измельчении таконитовой руды на установке производительностью 10000 *т/сутки* (в долл. на 1 *т* руды)

Статьи расхода	Стандартное измельчение	Рудное самоизмельчение
Футеровка	0,06	0,14
Стержни и шары . .	0,21	—
Электроэнергия . .	0,10	0,13
Оплата производственных рабочих . . .	0,03	0,03
Итого	0,40	0,30

[1] По данным Д. Фочера. Общепринятое дробление + измельчение + рудное самоизмельчение (Canadian Mining J. 1969, vol. 90, № 6).

Если в 1955—1960 гг. на зарубежных фабриках ежегодно измельчалось этим способом 1,5—2 млн. *т* медно-порфировых и медно-молибденовых руд, то в 1965—1967 гг. объем их переработки возрос до 12 млн. *т*, в 1969—1971 гг. до 28 млн. *т*, а к 1973 г. ожидается, что будет переработано около 80—85 млн. *т*.

В табл. 181 и 182 приведено экономическое сравнение различных схем подготовки железосодержащей и таконитовой руды.

С учетом расходов на среднее и мелкое дробление (0,13), а также необходимости использовать при самоизмельчении более совершенные системы регулирования общие эксплуатационные расходы при стандартном измельчении превысят расходы при рудном самоизмельчении на 0,16 долл. на 1 *т*.

§ 91. Испытания мельниц

Одной из первых установок для первичного самоизмельчения в Европе была установка шведской фабрики в Вассбо [144] (рис. 263, *а*, *б* и 264).

На установке возможна работа по трем схемам. По первой схеме питанием мельницы «Каскад» служат все классы из бункеров, взятые в соответствующей пропорции. Мельница работает в замкнутом цикле с классификатором, слив которого является готовым продуктом. По второй схеме в мельницу, работающую в открытом цикле, поступает только класс —300 + + 80 *мм* (из бункера 7) и класс —40 + + 0 *мм* (из бункера 9). Разгрузка мельницы подается в гидроциклон; слив его является готовым продуктом, а пески направляются на доизмельчение в рудно-галечную мельницу, где измельчающей

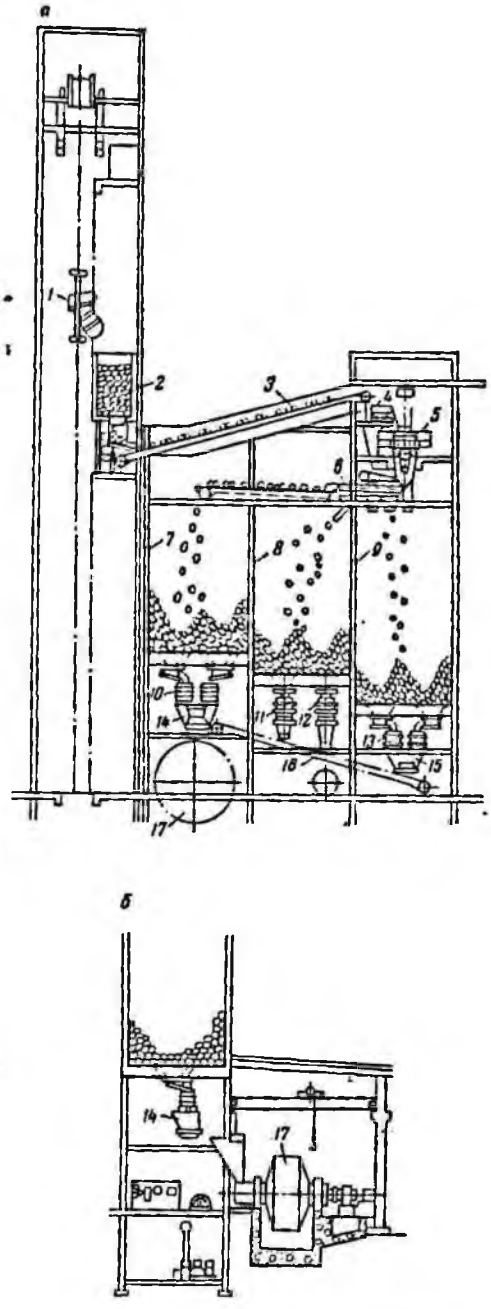


Рис. 263. Фабрика «Вассбо» (Швеция):

1 — скип; *2* — приемный бункер; *3* — ленточный конвейер; *4* и *5* — грохоты; *6* — дробилка; *7*—*9* — бункера соответственно для материала крупностью: — 300+80 *мм*, —80+40 *мм* и —40 *мм*; *10*—*13* — питатели; *14* и *15* — весовые дозаторы; *16* — сборный конвейер; *17* — мельница «Каскад»

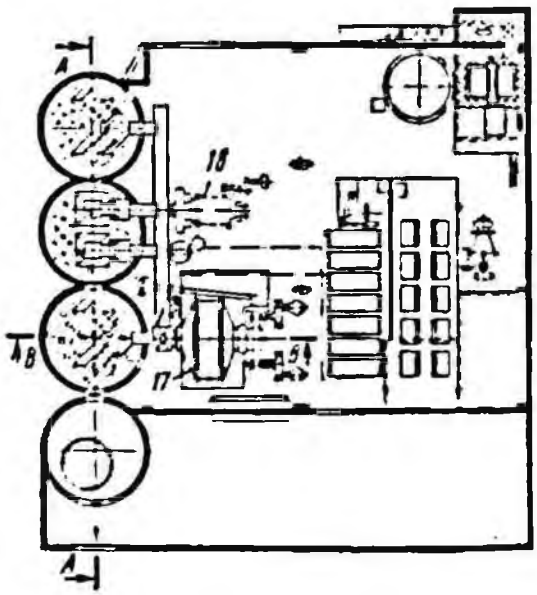


Рис. 264. Измельчительное отделение фабрики «Вассбо» (план к рис. 263)

средой является рудная галя крупностью —80 +40 *мм* (из бункера *8*). Рудногалечная мельница работает в замкнутом цикле с гидроциклоном. По третьей схеме критический класс —80 +40 *мм* доизмельчается в мельнице с металлическими измельчающими телами.

Диаметр барабана *D* каскадной мельницы без футеровки 6700 *мм*, с футеровкой 6340 *мм*. Внутренняя длина *L* без футеровки 2500 *мм*, с футеровкой 1900 *мм*. Мельница приводится в движение двумя электродвигателями постоянного тока мощностью по 330 *квт*.

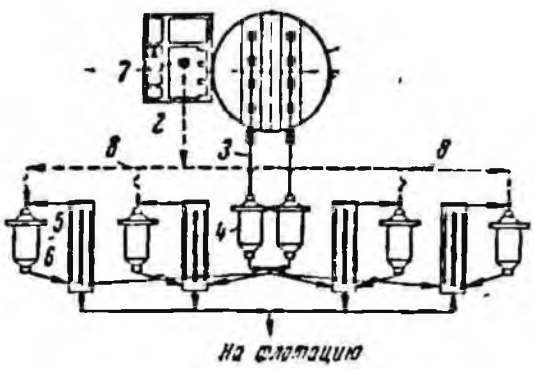


Рис. 265. Схема измельчения с применением рудногалечных мельниц во II стадии (фабрика «Керетти»):

1 и *2* — бункеры; *3* — конвейер; *4* — стержневая мельница; *5* — рудногалечная мельница; *6* — классификатор; *7* — питатель; *8* — подвесной монорельс

Мельница по размерам велика для обеспечения переработки требуемого количества руды (20—30 *т/ч*), вследствие чего она работает при малых заполнениях ($\varphi < 20\%$).

Испытания показали, что при постоянной производительности по исходному питанию можно достигнуть изменения крупности готового продукта регулированием скорости вращения мельницы: более тонкий продукт получается при меньшей, а более грубый — при большей скорости вращения.

Установлено, что при производительности 21—25 *т/ч* соотношение между тремя классами в исходном питании должно составлять 0,4 : 0,2 : 0,4. При скорости вращения 12,5 *об/мин* (75% критической) мельница расходует от 490 до 585 *квт*, что соответствует удельному расходу электроэнергии 23,4 *квт·ч/т*.

Для получения оптимальных результатов обогащения пульпа, выходящая из мельницы, должна иметь постоянную плотность: 60—70% твердого. При нормальной скорости вращения и нормальной загрузке циркулирующая нагрузка составляет от 400 до 800%. Продукт, выдаваемый мельницей, содержит до 50% класса —0,074 *мм*, но в нем имеются куски длиной до 25 *мм* и толщиной до 12 *мм*. Плотность готового продукта характеризуется отношением Ж : Т = 1,5 : 1, что соответствует требованиям процесса флотации.

В Советском Союзе мельницы «Каскад» МБ-70-22 испытывались на обогатительных фабриках для измельчения железных, алмазных и золотосодержащих руд [56, 149, 150]. На железных рудах мельницы работали в открытом и в замкнутом циклах. Питанием служила исходная несортированная руда крупностью —350 +0 *мм*, представляющая собой продукт дробилки ККД-1500/180 либо КРД-900/100.

При работе мельницы в замкнутом цикле со спиральным классификатором средняя производительность составила 100—105 *т/ч* по исходному питанию. Измельченный продукт (слив классификатора) содержал от 65 до 75% класса —0,074 *мм*. Удельная производительность по классу —0,074 *мм* 0,8—0,9 *т/м³·ч*, а удельный расход электроэнергии 21—22 *квт·ч* на 1 *т* расчетного класса.

На медеобогатительной фабрике «Керетти» (компания «Оутокумпу», Финляндия) в 1956 г. шаровые мельницы II стадии ($D \times L = 2{,}7 \times 3{,}6$ *м*) были переведены на рудногалечное измельчение (рис. 265).

В качестве измельчающих тел в этих мельницах используется кусковая руда (класс —75 +35 *мм*), выделяемая из продукта среднего дробления.

Таблица 183

Сравнительные показатели работы мельниц

Параметры	Шаровое измельчение	Рудногалечное измельчение (вторичное самоизмельчение)
Удельная производительность по вновь образованному классу —0,044 *мм*, *т/м³·ч*	0,53	0,55
Содержание класса —0,044 *мм* в готовом продукте, % . . .	85,6	86,4
Расход измельчающих тел:		
шаров, *кг/т* . .	0,5	—
кусковой руды, *т/ч*	—	6,7 (—90 +50 *мм*)
Потребляемая мощность, *квт*	440	335

Расход рудной измельчающей среды около 2 *т/ч*, что позволило исключить расход шаров, требуемых для тонкого измельчения руды, в количестве 1,5 *кг/т*.

Производительность рудногалечной мельницы, имеющей сливную разгрузку, составляла 45—50% от производительности при шаровом измельчении.

В 1960—1961 гг. рудногалечные мельницы сливного типа были реконструированы в мельницы с разгрузкой через решетку, что позволило увеличить их производительность ≈ на 40%.

В 1963 г. на этой же фабрике две стержневые мельницы 1,8 × 3,6 *м* были заменены на мельницы 2,7 × 3,6 *м* с разгрузкой через решетку.

При подаче в эти мельницы рядовой руды после среднего дробления (содержащей около 25% класса +100 *мм* и 30—35% класса —20 *мм*) ее производительность составляла около 30 *т/ч*, причем продукт разгрузки содержит 40% класса —0,074 *мм*.

При подаче в мельницу 80% руды крупностью —20 *мм* и 20% руды крупностью —250 +150 *мм* ее производительность повысилась до 45—52 *т/ч* при содержании класса —0,074 *мм* в разгрузке ≈ 27%.

В 1970 г. на одной из отечественных медно-никелевых фабрик было проведено сопоставление показателей тонкого измельчения богатых медно-никелевых руд ($\delta = 4{,}2$ *т/м³*) шарами и рудной галей.

Измельчение велось параллельно в мельницах $D \times L = 3{,}2 \times 3{,}8$ *м*, объемом 27,5 *м³*. Шаровое измельчение осуществлялось в мельнице сливного типа, а рудногалечное (вторичное самоизмельчение) — в мельнице с разгрузкой через решетку с круглыми отверстиями 12 *мм*.

В качестве рудной измельчающей среды использовалась фракция —90 +50 *мм* (в количестве 6,7 *т/ч*), которая выделялась из продукта среднего дробления. Загрузка кусков руды —90 +50 *мм* осуществлялась через каждые 10 *мин* порциями по 1—1,2 *т*.

Сравнительные показатели работы мельниц во II стадии измельчения при обработке богатых медно-никелевых руд приведены в табл. 183.

При расширении фабрики на секциях обработки богатых руд во II стадии измельчения будут внедрены рудногалечные мельницы.

§ 92. Технологические схемы установок первичного рудного самоизмельчения

Мокрое первичное рудное самоизмельчение в мельницах типа «Каскад» (табл. 184) и сухое в мельницах «Аэрофол» (табл. 185) применяется на ряде отечественных и зарубежных фабрик.

Технологические схемы установок первичного самоизмельчения отдельных фабрик отличаются между собой рядом особенностей, обусловленных физическими свойствами обрабатываемых руд.

1. По способу подачи исходного питания в мельницы схемы разделяются на два типа:

с предварительным разделением дробленой руды на два или три класса и порционной их подачей в мельницы после соответствующей шихтовки (рис. 266, *а*). Схема применялась на фабриках: «Бенсон» (США), «Вассбо» (Швеция) (в первые годы эксплуатации) (см. рис. 263), «Вобуш» (Канада) (в зимний период) и др.;

с подачей в мельницу рядовой неклассифицированной руды и с последующим возвращением в мельницу крупной фракции после классификации разгружаемого из мельницы продукта (рис. 266, *б*). Такая схема применяется на фабриках «Лейк-Дженни», «Керол-Лейк» (Канада), «Бонч-Рендж» (Либерия), на опытной секции НКГОКа и на других предприятиях.

2. По способу борьбы с накоплением в мельнице избыточного количества кусков критической крупности различаются установки:

с выделением из питания мельниц того или иного класса промежуточной крити-

Показатели работы фабрик с перви

Фабрика, страна, год пуска	Производительность фабрики, тыс. т/год	Обрабатываемая руда	Количество мельниц, шт.
«Роттенстоун» (Канада), 1965	40	Комплексная медно-никелевая сульфидная	1
«Фарадей» (Канада), 1957	—	Урановая	1
«Лейк-Джеммо», Канада, 1961	2000	Крупновкрапленные спекуляритовые (гематито-магнетитовые) руды	12
«Критейша» (США), 1961	1400	Крупновкрапленные железистые кварциты средней прочности	1
«Вассбо» (Швеция), 1962	150	Полиметаллические руды повышенной прочности	1
«Кобар» (Австралия), 1967	750	Халькопирито-пирротиновые сланцы и кварциты	2
Опытно-промышленная секция Ново-Криворожского ГОКа [*2] (СССР), 1966	—	Железистые кварциты	1
Фабрика Нигулецкого ГОКа [*3] (СССР), 1969	—	То же	16
«Вобуш» (Канада), 1965	13 500	Спекуляритовые руды	6

[*1] В мельнице «Каскад» расход электроэнергии 65 квт.
[*2] Мельница работает с выделением рудной гали.
[*3] Доизмельчение черновых концентратов в рудногалечной мельнице 4×7,5 м.

ным мокрым рудным самонамельчеппем

Таблица 184

Основные параметры мельниц					Крупность продуктов, *мм*	
размеры $D \times L$, *м*	установочная мощность, *квт*	скорость вращения, *об/мин*	количество добавляемых шаров, *т*	производительность, *т/ч*	исходное питание	готовый продукт
3×1,2	75 *1	Нет сведений		4—5	—250	82% класса —0,074 *мм*
5,5×1,5	450	Нет сведений		50	—250	—1,56
5,5×1,53	440	12,7	Нет сведений	210	—250	—1,6
6,7×2,14	2 двигателя по 330 *квт*	Нет сведений		180	—250	—0,8
6,7×2,14	То же	9—14	—	25—30	—250	—0,2 *3
6,7×2,14	920	12	—	50	—150	—0,3
7×2,2	750 (2 двигателя)	13	—	100 75	—350 —200	65% 75,0—78,0% класса —0,074 *мм*
7×2,3	1600	13	—	72—95	—200 —350	78—68% класса —0,074 *мм*
7.2×2,4	1300	11,5	—	270	—300 (350)	—0,8

Фабрика, страна, год пуска	Производительность фабрики, тыс. т/год	Обрабатываемая руда	Количество мельниц, шт.
«Эмпайр» (США): I очередь, 1963	4000	Весьма тонковкрапленные железистые кварциты повышенной прочности	6
II очередь, 1967	6000	То же	10
«Шерман» (США), 1967	4500	Магнетитовая руда	3
«Камото» (Конго, Кипиаса) *6, 1968	2000	Медная сульфидно-окисленная руда	2
«Коппер-Айленд», «Ванкувер», (Канада), 1971	10000	Медно-молибденовая руда	6
«Тасмания» (Австралия) *8, 1967	5000	Магнетитовая руда	2
«Гриффитс», (Канада) *9, 1967	5000	»	2
«Симилкамин» (Канада), 1972	4700	Медно-молибденовая руда	3

*6 Мельницы работают с выделением рудной гали.
*8 Готовый продукт—0,8 мм с содержанием класса —0,033 мм 50%.
*9 Грубый сульфидный концентрат доизмельчается в шаровой мельнице 3,45×4,8 м.
*7 Предусматривается грохочение исходной руды на два класса и их раздельная подача
*8 Руда подается крупностью —250+90 мм и —90 мм.
*9 Грубый магнитный концентрат доизмельчается до крупности 95% класса —0,05 мм в двух ру
*10 Мельницы работают с выделением рудной гали и додрабливанием классов промежуточной
*11 Измельчение руды до конечной крупности 60—65% класса —0,074 мм осуществляется в тр

Продолжение табл. 184

Основные параметры мельниц					Крупность продуктов, *мм*	
размеры $D \times L$, *м*	установочная мощность, *квт*	скорость вращения, *об/мин*	количество добавляемых шаров, *т*	производительность, *т/ч*	исходное питание	готовый продукт
7,2×2,4	1250	11,5	15	70—80	—250	—0,8 *4
7,2×2,4	1450	11,5	15	80—90	—250	—0,8 *5
8,1×3,0	2200	—	—	180	До 300	—
8,4×3,0	2×1200	Нет сведений		110—120	—150	65,0—75,0% класса —0,074 *мм*
9,6×3,2	2250 (2 двигателя)	Нет сведений	—	200—210	—250 *7 (300)	≈ 60% класса —0,074 *мм*
9,6×3,6	2×2300	Нет сведений		280	До 500	1
9,6×3,6	2×2400	10,4	—	300	До 500	—6 *мм*
9,75×4,2	Нет сведений	—	—	200 *10	350	40,0—45,0% класса —0,074 *мм* *11

в мельницы.

диногалечных мельницах 3,6×7,6 *мм*.
крупности.
ех рудногалечных мельницах с мощностью по 650 *квт*.

Таблица 185

Показатели работы фабрик с первичным сухим самоизмельчением

Фабрика, страна, год пуска	Производительность фабрики, т/год	Обрабатываемая руда	Основные параметры мельниц						Крупность продуктов, мм	
			количество мельниц, шт	размеры D×L, м	установочная мощность, квт	скорость вращения, об/мин	количество добавляемых шаров, т	производительность, т/ч	исходное питание	готовый продукт
«Бенсон» (США), 1961	1200	Мартито-магнетитовая	1 *	5,1×1,5	1120 *	Нет сведений		140	—200	—2,4
«Нормандия» (Канада), 1955	1300	Асбестовая	6	5,5×1,5,1	450	11—12	Нет сведений	35—40	—200	—0,8
Опытно-промышленная установка ЦГОКа (СССР), 1966	—	Железистые кварциты выше средней прочности	1	3,7×1,8	9.0	16,0	—	60	—100	60 + 63% класса —0,08 мм
«Керол-Лейк» (Канада), 1962	17 500	Спекуляритовая (гематито-магнетитовая)	6	6,7×1,6	920 **	14	10	360	—250	1,2
«Мангула» (Ю. Родезия), 1958	1200	Медистые аркозовые песчаники	2	6,7×1,6	920	14 ÷ 16	10—12	75—80	—200 (250)	65% класса —0,074 мм
«Колдон», «Данбар», «Внердейл» (Англия)	—	Известняк и сланец (цементное сырье)	1 *** 1 1	7,0 7,0 7,0	Нет сведений			170 170 170	—230	35% класса —0,08 мм
«Нейшнл-Таконит» (США) 1967	7500	Такониты	7	8,25×1,9	1470	Нет сведений	До 30	До 150	—300 (350)	1,0
«Батлер-Таконит» (США), 1968	6000	То же	6	8,25×1,9	1470		До 30	До 150	—300 (350)	1,0

* Вместе с классифицирующими устройствами.
** Удельная потребляемая мощность (привод мельницы и пневмотранспорт) 13 квт·ч/т.
*** Удельная потребляемая мощность 16 квтч/т.

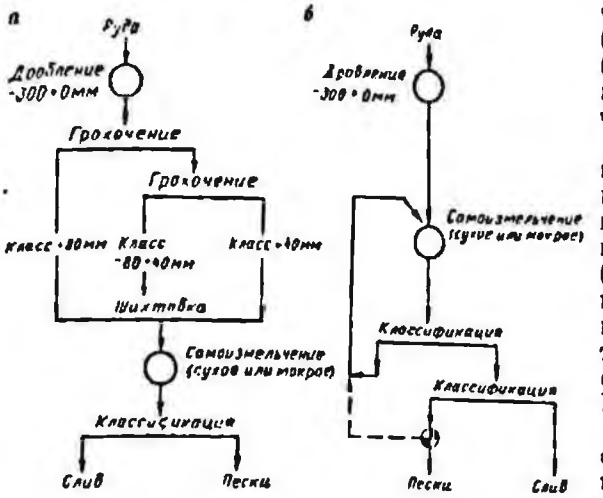


Рис. 266. Схемы подготовки руды к измельчению:
а — с предварительной классификацией; *б* — с подачей в мельницу неклассифицированной руды

ческой крупности и его додрабливанием (доизмельчением) в отдельном цикле (рис. 267, *а*). При такой схеме вначале и работала мельница мокрого самоизмельчения на фабрике «Вассбо»;

с частичным или полным выведением из разгрузки мельниц окатанной рудной гали критической крупности и использованием ее в качестве измельчающей среды в рудногалечных мельницах II стадии (рис. 267, *б*). Такой способ был применен на фабрике «Эмпайр». Фабрика «Вассбо» впоследствии также была переведена на такую схему (см. рис. 263); аналогичным образом выделение гали осуществлено на НКГОКе (СССР);

с додрабливанием (доизмельчением) части крупных (промежуточных) фракций продукта разгрузки мельниц самоизмельчения. Подобная система рудоподготовки испытывалась на фабрике «Вассбо» и принята на одной золотоизвлекательной отечественной фабрике;

с небольшой добавкой в мельницу (до 5—10% от веса находящейся в мельнице руды) крупных металлических шаров диа-

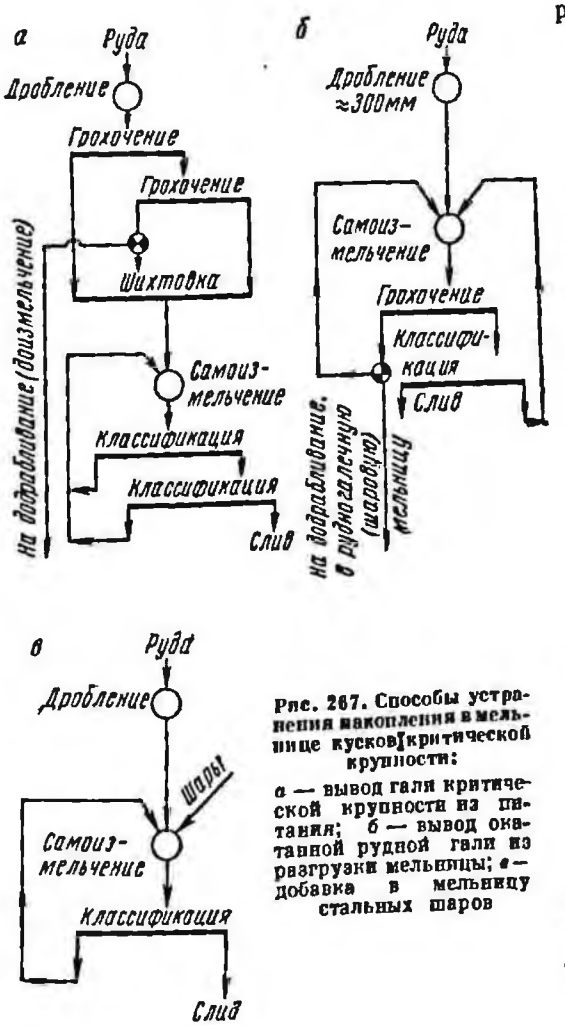


Рис. 267. Способы устранения накопления в мельнице кусков критической крупности:
а — вывод гали критической крупности из питания; *б* — вывод окатанной рудной гали из разгрузки мельницы; *в* — добавка в мельницу стальных шаров

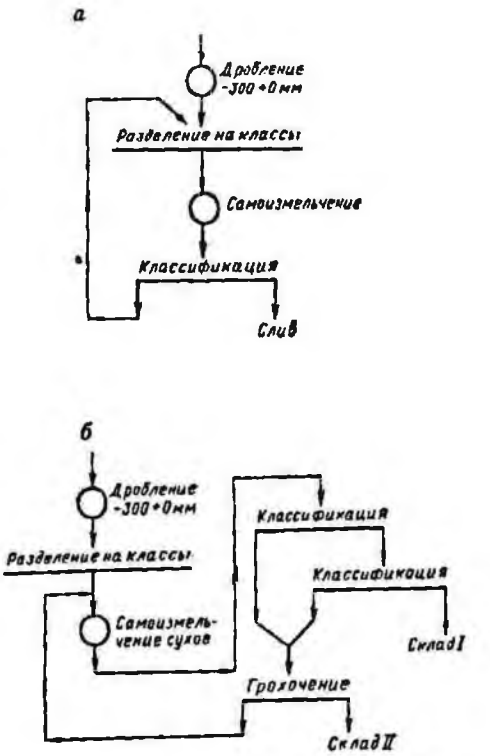


Рис. 268. Схемы самоизмельчения со стабилизацией производительности измельчительной установки:
а — стабилизация циркулирующей нагрузки; *б* — накопление продуктов определенной крупности в буферных складах

метром 125—150 *мм* (рис. 267, *в*). Большей частью с этой целью используются особо твердые карбид-вольфрамовые шары [фабрики «Мангула» (Ю. Родезия), «Керол-Лейк» (Канада) и др.].

По способу **стабилизации производительности** измельчительного отделения различают установки:

с подачей оборотных продуктов цикла самоизмельчения в мельницу через специальные бункеры, позволяющие поддерживать определенное время циркулирующую нагрузку в заданных пределах при колебаниях измельчаемости исходной руды (рис. 268, *а*). Примером может служить фабрика «Вобуш»;

с накоплением готовых измельченных продуктов на специальных буферных складах и подачей их в требуемых количествах со складов на обогащение. Принципиальная схема приведена на рис. 268, *б*. По такой схеме работает фабрика «Керол-Лейк».

§ 93. Установки для рудногалечного измельчения

В СССР и за рубежом рудногалечное измельчение внедрено на ряде обогатительных фабрик (табл. 186) [56].

Южно-Коробковская обогатительная фабрика комбината КМАруда обрабатывает тонковкрапленные бедные магнетитовые кварциты; содержание железа в руде — 30%, крепость $f = 15$. Измельчение — двухстадиальное: I стадия — в шаровых мельницах, II — в рудногалечных размером 3200 × 3100 *мм*. Последние работают в замкнутом цикле со спиральными классификаторами, в которые подается грубый магнитный концентрат крупностью —0,5 *мм*. В качестве измельчающей среды используется фракция 75—25 *мм*, выделяемая из дробленой руды (перед I стадией измельчения). Расход рудной гали составляет 1,5 *т/ч*, или 2,7% производительности мельницы. Оптимальные условия работы рудногалечных мельниц: циркулирующая нагрузка 160—180%; содержание класса —0,074 *мм* в сливе классификатора 90%; производительность по вновь образованному классу —0,074 *мм* 20—21 *т/ч*, что соответствует удельной производительности 0,9 $т/м^3 \cdot ч$; содержание твердого в разгрузке мельницы 64%, в сливе классификатора — 23%. Общая потребляемая мельницей мощность при работе на шарах (с заполнением 30%) 500 *квт*, а после перехода на рудную галю (заполнение 45%) она понизилась до 300 *квт*. Удельный расход электроэнергии 14—15 $квт \cdot ч$ на 1 *т* вновь образованного расчетного класса.

Фабрика им. Орджоникидзе комбината Балейзолото. Фабрика обогащает золотосодержащие кварцевые руды. Для I стадии применяются шаровые мельницы, для II — рудногалечные размером 2100 × 3000 и 2200 × 3000 *мм*. В качестве измельчающей руды используется класс —100 + + 50 *мм*, выделенный из дробленой руды; расход — 5,2% от руды.

Испытания показали, что размер кусков гали должен быть в 1,4 раза больше диаметра ранее применявшихся шаров; оптимальное содержание твердого 50%; производительность (без учета расходуемой гали) 18,8 *т/ч*; содержание в сливе класса —0,074 *мм* 70%; удельная производительность по этому классу 0,65 $т/м^3 \cdot ч$; расход электроэнергии 14,3 $квт \cdot ч/т$; по сравнению с шаровыми мельницами производительность понизилась на 18%.

При ручном регулировании производительность рудногалечных мельниц была на 14% ниже, чем при автоматическом.

Рудногалечное измельчение внедрено также на НГОКе, на фабрике Дарусунского рудоуправления и др. За рубежом рудногалечное измельчение применяется на фабриках Канады, США, Швеции, Финляндии, Южной Африки и др. [56, 169].

§ 94. Выбор способа самоизмельчения

При выборе разновидности процесса самоизмельчения необходимо руководствоваться результатами сравнительных промышленных или полупромышленных испытаний данной руды и технико-экономическими расчетами.

Первичное самоизмельчение (сухое и мокрое) не рекомендуется для руд повышенной прочности или обладающих большой упругостью и вязкостью, а также для руд с малым количеством крупнокусковых фракций.

При **сухом** самоизмельчении готовый продукт содержит меньше мелочи, чем при мокром; верхний предел крупности готового продукта не превышает 2—3 *мм*; отсутствует возможность выделять из разгрузки мельницы рудную галю, как измельчающую среду для II и последующих стадий измельчения. Сухое самоизмельчение не рекомендуется применять при обработке глинистых и влажных руд.

Наряду с этим сухое самоизмельчение обладает очень важным преимуществом: наличие сухих готовых продуктов позволяет осуществить равномерную подачу

Таблица 186

Основные параметры рудногалечных мельниц

Фабрика, страна	Обрабатываемая руда	Размеры $D \times L$, м	Рабочий объем мельницы, $м^3$	Производительность мельницы, т/ч	Удельная производительность, $т/м^3 \cdot ч$	Потребляемая мощность, квт	Удельный расход электроэнергии, $квт \cdot ч/т$
«Бикрофт»,	Урановая	2340 × 3360	14,5	23,0	1,59	210	9,1
«Фарадей»,	То же	2240 × 4880	19,3	25,0	1,30	194	7,8
«Лейк-Шор»,	Золотосодержащая кварцевая	2030 × 4800	15,6	5,2	0,33	130	24,8
«Репаби» (Канада)	То же	2730 × 3360	19,7	11,2	0,57	194	17,3
«Реншгрем»,	Сульфидная медно-свинцово-цинковая	3260 × 4300	36,0	36,0	1,00	370	10,3
«Лангезеле»,	Сульфидная медно-цинковая	2700 × 3000	17,2	39,5	2,30	180	6,4
«Болиден»,	Сульфидная медно-мышьяковая	2700 × 3000	17,2	34,5	2,00	202	7,7
«Ланзвил» (Швеция)	Свинцовая	3000 × 1000	7,05	5,0	0,71	40	8,0
«Оутокумпу»,	Медно-цинтная	2740 × 3700	21,8	26,0	1,19	150	5,8
«Каталахти»,	Топковкрапленная брекчиевая медно-никелевая	2740 × 3650	21,6	55,0	2,54	160	2,9
«Керетти» (Финляндия)	Сульфидная медная	2700 × 3600	20,6	30,0	1,46	150	5,0
«Бьют» (США)	Медная	3750 × 6600	73,0	130,0	1,46	—	—
«Топ-Бьют» (США)	То же	4400 × 8400	110,0	140,0	1,27	—	—
«Рэнд»,	—	2438 × 4877	22,8	44,0	1,93	206	4,7
«Мараспрайт» (ЮАР)	—	2438 × 4877	22,8	13,0	0,57	210	16,1
«Нептун» (Никарагуа)	—	1829 × 3048	8,1	30,0	3,70	212	7,1
Южно-Коробковская, НКГОК (СССР)	Магнетитовый кварцит	3200 × 3100	22,0	57,0	2,59	300	5,3
	То же	3600 × 4000	36,0	48,6	1,35	—	5,1

питания в последующие операции обогащения.

Мокрое самоизмельчение глинистых, влажных и заснеженных руд протекает достаточно успешно, и в этом случае необходимость специальной операции промывки отпадает.

Для многостадиальных схем самоизмельчения, например при обработке тонковкрапленных руд, из разгрузки мельниц «Каскад» можно выделять рудную галю (для последующих стадий).

§ 95. Определение производительности мельниц первичного самоизмельчения

Расчет производительности промышленных мельниц первичного самоизмельчения производится на основании результатов полупромышленных испытаний.

За рубежом при сухом методе используются мельницы диаметром $\geqslant 1{,}5$ *м*, а при мокром — диаметром $\geqslant 1{,}8$ *м*.

В СССР для полупромышленных испытаний сухого самоизмельчения используется мельница размерами 2100 × 700 *мм*, разработанная институтом Гипроцветметаллоруд; для мокрого — мельница 97-МЛ размером 2100 × 500 *мм* конструкции института Механобра, а также мельница 1400×600 *мм*.

Наиболее разработан метод расчета производительности промышленных мельниц мокрого самоизмельчения.

В. И. Кармазин и др. [56] рекомендуют принимать за основу расчетов формулу, предложенную ранее проф. К. А. Разумовым [122] для шаровых мельниц, на основе чего рекомендуют соотношение

$$q_2 = q_1 \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^{0.6},$$

где q_2 и q_1 — удельная производительность сравниваемых мельниц самоизмельчения по вновь образованному классу, $m/м^3 \cdot ч$;

D_2 и D_1 — диаметры сравниваемых мельниц, *м*.

При соблюдении равенства всех условий измельчения в полупромышленной мельнице $D_1 \times L_1$ и в промышленной $D_2 \times L_2$, при одних и тех же крупности, влажности и насыпном весе руды и в обоих случаях при одинаковой крупности готового продукта, степени заполнения мельницы рудой и относительной скорости ее вращения производительность промышленной мельницы может быть определена по формуле Механобра

$$Q_2 = Q_1 \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^{2.6} \left(\frac{L_2}{L_1}\right)^{0.85}, \quad (448)$$

где Q_2 — расчетная производительность промышленной мельницы, $m/ч$;

Q_1 — фактическая производительность полупромышленной мельницы, $m/ч$;

D_2, D_1 — рабочие диаметры сравниваемых мельниц, *м*;

L_2, L_1 — их длины, *м*.

При изменении перечисленных условий (факторов) формула видоизменяется или в нее вводятся соответствующие поправочные коэффициенты.

Изменение крупности исходного питания. В ряде случаев полупромышленные мельницы самоизмельчения работают на руде, крупность которой примерно в 1,5 раза меньше, чем исходное питание промышленных мельниц. Тогда при сохранении прочих равных условий процесса вводится поправка по формуле

$$K_d = \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^{0.2}. \quad (449)$$

С учетом этой поправки

$$Q_2 = Q_1 \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^{2.8} \left(\frac{L_2}{L_1}\right)^{0.85}. \quad (450)$$

Формула действительна при условии, что крупность питания в опытах $d_1 = 150 \div 200$ *мм*, а для промышленной мельницы $d_2 = 250 \div 300$ *мм*.

Изменение крупности готового продукта. Влияние изменения крупности готового продукта на производительность мельниц самоизмельчения можно учесть по формуле

$$\frac{Q_2}{Q_1} = \frac{\left[\sum \frac{\gamma_l \text{ готов}}{\sqrt{(d_l)_{\text{готов}}}} - \sum \frac{\gamma_l \text{ исх}}{\sqrt{(d_l)_{\text{исх}}}}\right]_1}{\left[\sum \frac{\gamma_l \text{ готов}}{\sqrt{(d_l)_{\text{готов}}}} - \sum \frac{\gamma_l \text{ исх}}{\sqrt{(d_l)_{\text{исх}}}}\right]_2}, \quad (451)$$

где $(d_l)_{\text{готов}}$ и $(d_l)_{\text{исх}}$ — средние диаметры частиц узкого класса готового (измельченного) и исходного продуктов;

γ_l — выход класса частиц диаметром d_l.

Изменение степени заполнения мельницы рудой. Зависимость производительности Q от степени заполнения мельницы рудой φ может быть представлена в общем виде уравнения

$$Q = a\varphi^2 - b\varphi. \qquad (452)$$

Дифференцируя это уравнение параболы и приравнивая производную $\frac{dQ}{d\varphi}$ нулю, находим оптимальное заполнение, соответствующее максимуму производительности

$$\varphi_{опт} = \frac{b}{2a}. \qquad (453)$$

Из опытов известно, что $\varphi_{опт} = 42-44\%$. Поэтому отношение коэффициентов

$$\frac{b}{2a} \cong 0{,}42-0{,}44. \qquad (454)$$

Проводя опыт при заполнении полупромышленной мельницы φ_1 и определяя ее производительность Q_1, по двум уравнениям (452) и (454) находим оба неизвестных коэффициента a и b, после чего производительность промышленной мельницы при заданном заполнении φ_2 рассчитывается по формуле

$$Q_2 = a\varphi - b\varphi_2. \qquad (455)$$

Изменение скорости вращения мельницы. Оптимальная скорость вращения мельниц определяется опытным путем и составляет $(0{,}7 \div 0{,}8)\, n_{кр}$. Скорость вращения выпускаемых в настоящее время промышленных мельниц ММС-70-23 равна $0{,}8 n_{кр}$. За счет подбора оптимальной скорости вращения мельниц можно увеличить ее производительность на 7—10%.

Добавка шаров. В тех случаях, когда исходная руда содержит малое количество крупнокусковых фракций или эти фракции представлены кусками пониженной прочности, добавка в мельницу стальных шаров позволяет увеличить производительность мельницы и компенсировать недостаток рудной гали в измельчающей среде.

Изменение производительности промышленной мельницы самоизмельчения в зависимости от добавки шаров может быть представлено в виде

$$Q_{р+ш} \geqslant Q_р\left(1+\frac{\delta_ш-\delta_р}{\delta_р}\cdot\frac{\varphi_ш}{\varphi_о}\right), \qquad (456)$$

где $Q_{р+ш}$ — производительность мельницы при работе на смешанной измельчающей среде (руда и шары), $т/ч$;

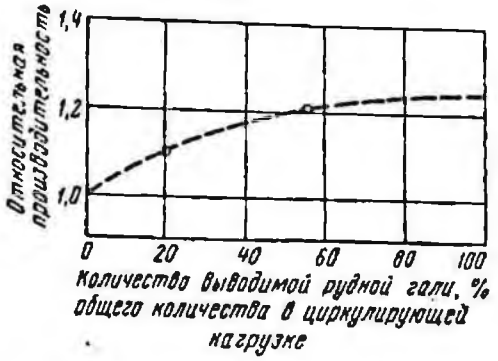


Рис. 269. Влияние вывода рудной гали на производительность мельницы (железистые кварциты Кривого Рога и такониты месторождения Маркетт, США)

$Q_р$ — производительность мельницы при работе на рудной измельчающей среде, $т/ч$;

$\delta_ш$, $\delta_р$ — насыпной вес шаров и руды, $т/м^3$;

$\varphi_ш$ — часть объема мельницы, занимаемая догружаемыми шарами, %;

$\varphi_о$ — часть объема мельницы, занимаемая измельчающей средой (рудной или смешанной), %.

Формула применима для тех случаев работы мельниц, когда $\varphi_ш \leqslant 5\%$.

Вывод рудной гали из разгрузки мельницы. При схемах многостадиального самоизмельчения целесообразно выделять рудную галю из разгрузки мельниц первичного самоизмельчения для использования ее в мельнице II и последующих стадий. Обычно рудная галя имеет крупность $-75+25$ *мм* или $-100+25$ *мм*.

Изменение производительности мельниц первичного самоизмельчения в зависимости от количества выводимой из процесса рудной гали при обработке железосодержащих руд показано на рис. 269.

Влияние гранулометрического состава исходной руды на производительность мельницы показано на рис. 270. Например, в руде 32% класса $-350+100$ *мм*, 40% класса $-100+25$ *мм* и 18% класса -25 *мм*; тогда $Q = 100 \cdot 0{,}32 + 90 \cdot 0{,}4 + 115 \cdot 0{,}18 = 100$ $т/ч$.

Поправка на прочность руды $K_п$. Коэффициент увеличения (или уменьшения) производительности в зависимости от прочности руды при ее самоизмельчении может быть определен по графику В. А. Олевского [90] (рис. 271).

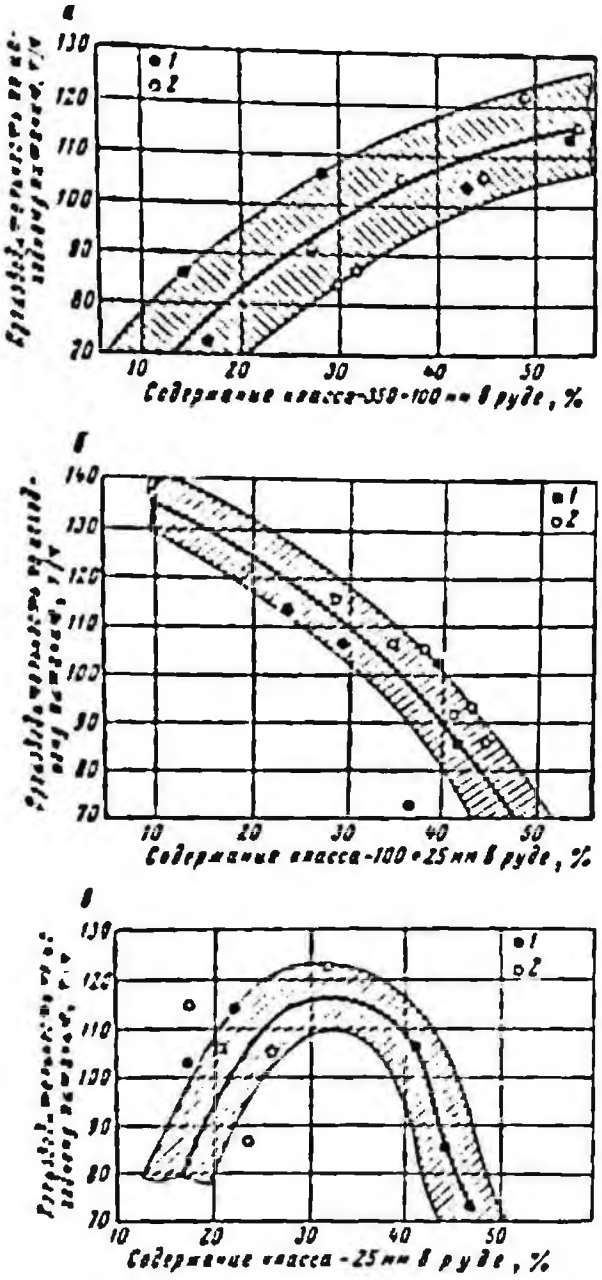


Рис. 270. Изменение производительности каскадной мельницы в зависимости от содержания в питании крупной (а), средней (гали) (б) и мелкой (в) фракций (железные руды ИКГОКа и др.)
1 — горишне-плавнянская руда; 2 — новогригоровская руда

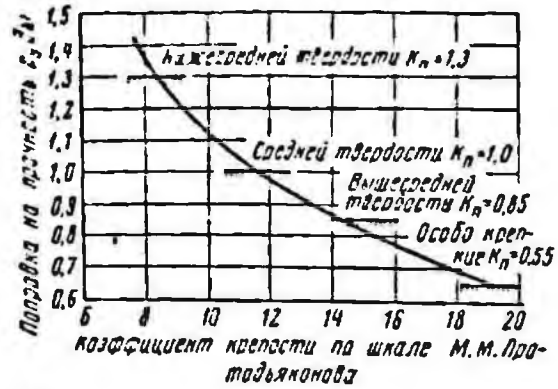


Рис. 271. Зависимость поправочного коэффициента на производительность от прочности руды (по В. А. Олевскому)

§ 96. Производительность рудногалечных мельниц

Расчет удельной производительности рудногалечной мельницы по вновь образованному расчетному классу производится по формуле

$$q = \frac{Q(\beta - \alpha) + \beta P}{100V}, \qquad (157)$$

где Q — общая производительность мельницы по исходному питанию, $т/ч$;
P — износ рудной измельчающей среды (гали), добавляемой в мельницу, $т/ч$;
β, α — содержание расчетного класса в готовом продукте и исходном питании мельницы, %;
V — рабочий объем мельницы, $м^3$.

Производительность рудногалечной промышленной мельницы может быть определена двумя способами: ориентировочно — по показателям шарового измельчения исследуемой руды; уточненно — по показателям рудногалечного измельчения исследуемой руды в мельницах меньшего размера.

Выбор того или иного способа зависит от имеющихся экспериментальных данных.

Ориентировочный расчет позволяет определить лишь сугубо приближенно ожидаемую производительность промышленной мельницы при переводе ее с шаров на рудную галю.

Б. Крокер рекомендует при переводе мельниц с шарового на рудногалечное измельчение увеличивать диаметр мельниц на одну треть или их длину в 2,1 раза. Ф. Бонд рекомендует для компенсации разницы в производительностях мельницы при шаровой и рудной измельчающей среде увеличивать в последнем случае объем мельниц пропорционально произведению

$$\frac{\delta_ш}{\delta_р} \cdot f_1,$$

где $\delta_ш$, $\delta_р$ — соответственно плотность шаров и рудной гали;
f_1 — коэффициент, учитывающий тип мельницы (f_1 — 1,3 для мельниц сливного типа, f_1 — 1,1 для мельниц с решеткой).

Опыт внедрения рудногалечного измельчения на отечественных и зарубежных

фабриках показал, что требуемое увеличение объемов мельниц значительно меньше, чем определяемое по формуле, так как при понижении крупности исходного питания и готового продукта наблюдается уменьшение разницы в производительностях шаровых и рудногалечных мельниц [56, 143, 169].

Ориентировочное изменение относительной удельной производительности рудногалечных мельниц в зависимости от крупности готового продукта показано на рис. 272.

Кроме графического отображения $\frac{q_{рг}}{q_ш} = f(d_{исх}, \beta)$ предложен ряд эмпирических формул, определяющих соотношение между показателями шарового и рудногалечного измельчения.

К. А. Разумов [122] считает, что

$$Q_{рг} = Q_ш K_м K_{изм} K_ц K_р, \qquad (458)$$

где $Q_{рг}$, $Q_ш$ — производительность барабанной мельницы соответственно при рудногалечной измельчающей среде и шарах, *т/ч*;

$K_м$ — коэффициент мощности, равный отношению полезнопотребляемой мощности рудногалечной мельницы и шаровой, доли единицы

$$K_м = \frac{N_{рг}}{N_ш} = \frac{0{,}825\delta_р + 0{,}175}{0{,}205\delta_р + 5} \qquad (459)$$

($\delta_р$ — плотность дробящей среды и измельчаемой руды, *т/м*³);

$K_{изм}$ — коэффициент износа рудной гали

$$K_{изм} = 1 + 0{,}1(\beta_к - \beta_и)$$

($\beta_к$ и $\beta_и$ — содержание класса —0,074 *мм* в конечном и исходном продуктах измельчения, доли единицы);

$K_ц$ — коэффициент оптимизации циркулирующей нагрузки

$$K_ц \approx 1{,}07;$$

$K_р$ — коэффициент оптимизации рационирования крупности измельчающей среды:

$K'_р \approx 1$ — при измельчении до 50% класса —0,074 *мм*;

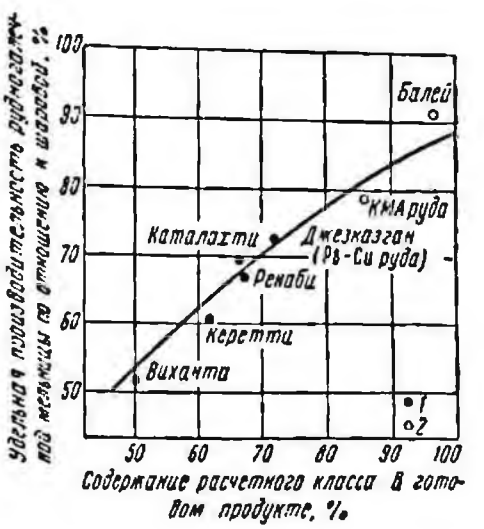


Рис. 272. Диаграмма для определения коэффициента перехода от шарового измельчения к вторичному самоизмельчению (рудногалечному измельчению) при $\delta \cong 3{,}0$ *т/м*³ и диаметре мельниц ~3,0 *м*

$K''_р \cong 1{,}1$ — при измельчении до 80—85% класса —0,074 *мм*.

В предложенные формулы целесообразно ввести следующие дополнительные поправки:

$K_{пл}$ — коэффициент, учитывающий снижение плотности пульпы при замене шаров на рудную галю

$$K_{пл} \cong 0{,}9 - 0{,}95;$$

$K_φ$ — коэффициент, учитывающий увеличение загрузки мельницы измельчающей средой при переводе ее с шаров на рудную галю

$$K_φ = \frac{φ_{рг}}{φ_ш},$$

где $φ_{рг}$ — заполнение мельницы рудной галей, %,

$φ_ш$ — заполнение мельницы шарами, %.

Обычно $φ_{рг} = 50{,}0 \div 58\%$, а $φ_ш$ у мельниц с решеткой составляет около 45%, для мельниц сливного типа понижается до 35—40%.

Уточненный расчет. Удельная производительность промышленных рудногалечных мельниц может быть определена на основании результатов полупромышленных или укрупненных лабораторных (непрерывных) испытаний. За основу принимается формула (457), в которой суммируется производительность по исходному Q и расход рудной гали P.

Расчетная производительность по исходному питанию, т. е. первое слагаемое числителя в формуле (457), может быть определена по формуле

$$Q_2 = K_D K_L Q_1, \qquad (460)$$

где Q_2, Q_1 — производительность мельницы по исходному питанию соответственно проектируемой и полупромышленной, $m/ч$;

K_D, K_L — коэффициенты, учитывающие различие соответственно в диаметре и длине проектируемой и полупромышленной мельниц.

Коэффициент K_D определяется по формуле

$$K_D = \left(\frac{D_2 - 2b_2}{D_1 - 2b_1}\right)^n, \qquad (461)$$

где D_2, D_1 — диаметры соответственно промышленной и полупромышленной мельниц без футеровки, $м$;

b_2, b_1 — толщина футеровки рассматриваемых мельниц, $м$.

Обычно принимают $2{,}5 < n < 2{,}6$.

Значение коэффициента K_L определяют, исходя из условия

$$K_L = \left(\frac{L_2}{L_1}\right)^m. \qquad (462)$$

Значение показателя m по данным отдельных авторов различно [56] и составляет от 0,85 до 1.

Кроме учета увеличения производительности мельниц по исходному питанию необходимо принимать во внимание изменение расхода рудной гали, т. е. ввести поправочный коэффициент $K_р$ для второго слагаемого числителя формулы (457).

Относительный расход рудной гали (% от исходного питания мельниц) больше для полупромышленных агрегатов, чем для мельниц промышленных размеров. Если износ измельчающей среды принять пропорциональным соотношению объемов сравниваемых мельниц, тогда

$$K_р = \frac{P_2}{P_1} = \left(\frac{D_2 - 2b_2}{D_1 - 2b_1}\right)^2 \frac{L_2}{L_1}, \qquad (463)$$

где P_2, P_1 — расход рудной гали соответственно в промышленной и полупромышленной мельницах, $m/ч$;

D_2, D_1 — диаметры сравниваемых мельниц, $м$;

L_2, L_1 — длина сравниваемых мельниц.

Поправочный коэффициент можно также определить по эмпирической формуле

$$K_р = \frac{P_2}{P_1} \approx \left(\frac{D_2 - 2b_2}{D_1 - 2b_1}\right)^{2{,}35} \frac{L_2}{L_1}. \qquad (464)$$

После введения поправочных коэффициентов расчетная формула (457) приобретает вид

$$q_{рг} = \frac{K_D K_L Q_1 + K_р \beta P_1}{100V}. \qquad (465)$$

При этом K_D рассчитывается по формуле (461), K_L — по формуле (462), $K_р$ — по формуле (463) или (464). Величины Q_1 и P_1 определяются при испытаниях полупромышленных мельниц.

Требуемый объем мельниц при переводе их с шаров на рудную галю можно определить по формуле

$$V_{рг} = V_ш \frac{q_ш}{q_{рг}}, \qquad (466)$$

где $V_{рг}$ — требующийся объем рудногалечных мельниц, $м^3$;

$V_ш$ — объем шаровых мельниц, $м^3$;

$q_{рг}$, $q_ш$ — удельная производительность соответственно рудногалечной и шаровой мельниц по вновь образованному расчетному классу, $т/м^3 \cdot ч$.

Глава XXII

Монтаж и эксплуатация мельниц

§ 97. Монтажные работы

Перед началом монтажа все узлы и детали очищают от заводских предохранительных покрытий, пыли и грязи; обработанные поверхности и винтовые резьбы осматривают, устраняя случайные повреждения. Сопрягаемые поверхности предварительно смазывают: неподвижные элементы — густой мазью, а подвижные — жидким маслом. При сборке узлов трущиеся поверхности укрывают от попадания пыли и грязи. Опасные в отношении загрязнения места перекрывают специальными деревянными щитами, поверхность которых покрывают чистым брезентом.

Монтажные работы ведутся в следующей последовательности (см. рис. 209, 211 и 212):

на отдельном стенде зафутерованный барабан стыкуется с торцовыми крышками, и на разгрузочной крышке закрепляется зубчатый венец;

с помощью монтажных клиньев на фундаменте устанавливают плиты под подшипники и привод;

на плитах устанавливают корпуса подшипников, производят выверку их соосности и горизонтальности осей; высоту регулируют подбивкой клиньев;

собранный корпус мельницы (барабан в сборе) ставят на подшипники;

собирают и устанавливают привод, обращая особое внимание на правильность зацепления шестерен;

затягивают фундаментные болты всех плит;

устанавливают электродвигатель и подключают его к сети;

проверяют и регулируют соосность подшипников, зацепление зубьев шестерен привода а также соосность электродвигателя с валом привода;

по окончании регулировки производят подливку цементного раствора под фундаментные плиты;

устанавливают и закрепляют комбинированный питатель.

После окончания всех работ производят запуск и обкатку мельницы, сначала вхолостую, затем с пониженной загрузкой мелющими телами и, наконец, с полной нагрузкой.

Для уменьшения шума, возникающего при работе мельницы, рекомендуется устанавливать прокладку из обрезков конвейерной ленты между плитами футеровки и барабаном.

У разгрузочной крышки мельниц с решеткой зазор между футеровкой и торцовой крышкой заливают цементным раствором (соотношение цемент : песок = 1 : 2 или 1 : 3).

Перед сборкой поверхность примыкания фланцев барабана к торцовым крышкам покрывают слоем сурика. Применение каких-либо прокладок в этих фланцевых соединениях не допускается.

Питатель укрепляется на торце загрузочной цапфы мельницы на болтах и предохранительных штифтах (шпильках).

При монтаже фундаментных плит под подшипники должны быть обеспечены следующие условия:

верхние обработанные поверхности фундаментных плит должны находиться в одной строго горизонтальной плоскости;

соответствующие короткие оси фундаментных плит, параллельные оси мельницы, не должны иметь перекосов и должны лежать на одной прямой линии;

длинные оси фундаментных плит, перпендикулярные оси мельницы, должны быть строго параллельны.

После окончания всего монтажа колодцы фундаментных болтов заливают цементным раствором в верхней части (на глубину 300 *мм*). Остальную часть колодца заполняют сухим песком или вообще оставляют без заполнения. Не допускается заливка цементом фундаментных ниш для закладных деталей.

Перед установкой подшипников на плиты тщательно промывают керосином все трущиеся поверхности и маслоподводящие каналы их.

Баббитовая поверхность вкладышей подшипников должна быть пришабрена по цапфам торцовых крышек с точностью одного пятна на 2 *см*^{2}.

После установки корпусов подшипников на плиты и закрепления их болтами сферическую поверхность корпусов, а также вкладыши смазывают густой смазкой. Перед установкой необходимо тщательно очистить смазочное отверстие, соединяющее маслоотводящий канал со сферической поверхностью вкладыша.

После установки мельницы горизонтальность оси барабана проверяют специальным гидростатическим уровнем при трех-четырех положениях барабана. Превышение центра загрузочной цапфы над центром разгрузочной допускается не свыше 1,5 *мм*. Обратный уклон не допускается.

При вращении барабана торцовое биение вкладышей подшипников (вследствие перекоса цапф) не должно превышать 0,3 *мм* на каждые 100 *мм* радиуса вкладыша.

Верхние крышки подшипников устанавливают на место лишь после проверки правильности монтажа вращающихся частей мельницы, т. е. после проверки прилегания трущихся цапф к вкладышам подшипников.

Правильность положения зубчатого венца проверяется по величине радиального и осевого биения, измеряемого индикатором или с помощью неподвижных упоров и щупа. Для больших мельниц допускается суммарное радиальное и осевое биение венца — в пределах 0,7 *мм*. Если радиальное биение превышает указанный предел, его устраняют перемещением зубчатого венца относительно торцовой крышки на центрирующей ее заточке. Повышенное осевое биение может быть устранено дополнительной затяжкой соответствующих болтов либо с помощью металлической прокладки между диском зубчатого венца и торцовой крышкой.

При установке привода проверяется параллельность осей его и зубчатого венца; отклонение допускается в пределах не свыше 0,3 *мм* на 1 *м* длины. Правильность

зацепления шестерни и зубчатого венца проверяется по боковому зазору между зубцами: он должен находиться в пределах 0,5—2 *мм*.

Проверка на правильность прилегания зубьев производится по пятну касания на краске: длина пятна касания должна быть не менее 65% длины зуба, а высота — не менее 30% его высоты.

При установке редуктора и электродвигателя редуктор соединяется с малой шестерней посредством муфты. При установке редуктора его выверяют относительно оси малой шестерни; отклонение от соосности не должно превышать 1 *мм*; допускается угловой перекос осей не свыше 0,5°.

Правильность установки редуктора одновременно проверяют по уровню, накладываемому на его тихоходный вал. Отклонение от горизонтали не должно превышать 0,3 *мм* на 1 *м* длины.

К зубчатому зацеплению внутри редуктора предъявляются следующие требования: боковой зазор между зубьями должен лежать в пределах 0,2—0,5 *мм*; величина пятна касания (проверка на краску или по металлическому блику) должна быть не менее 75% по длине зуба и не менее 35% по высоте.

После окончания монтажа редуктор проверяют, поворачивая на один полный оборот его тихоходный вал от руки или полиспастом (не включая электродвигатель). При всех положениях вала сопротивление должно быть одинаковым.

Горизонтальность положения вала электродвигателя проверяют по уровню.

Перед пуском мельницы проверяют затяжку всех соединений, прочищают и наполняют маслом масляный бак, запускают масляный насос. Убедившись в нормальной подаче масла в подшипники, включают электродвигатель для обкатки мельницы.

Обкатку на холостом ходу ведут не менее 4 ч. В период обкатки непрерывно наблюдают за нормальной работой смазочного устройства, за температурой подшипников (температура масла не должна превышать 65° С) и за характером шума в зубчатой передаче и в редукторе. Шум от работы зубчатых передач должен быть равномерным, без пульсаций (периодического усиления и ослабления) или стуков от ударов (дребезжания).

После остановки мельницы производят проверку зубчатого зацепления.

Работа мельницы вхолостую считается удовлетворительной при следующих результатах испытаний:

масляный насос подает достаточное количество масла;

отсутствует утечка масла в маслопроводе и в уплотнениях;

температура масла не превышает 65° С;

осевое перемещение (покачивание) подшипников мельницы на сферических опорах не превышает 1—1,5 *мм*;

отсутствует постукивание футеровки мельницы;

отсутствуют резкие колебания в потреблении электроэнергии и к концу испытаний устанавливается постоянный ее расход (наличие амперметра в цепи обязательно).

После обкатки мельницы на холостом ходу производят предварительную проверку ее под нагрузкой при пониженном количестве мелющих тел (50% от нормального).

При запуске мельницы в первую очередь включают масляный насос и проверяют правильность работы всей циркуляционной смазочной системы; обнаруженные неисправности устраняют. При исправной работе маслосмазочной системы включают электродвигатель мельницы и в нее подают воду, а при отсутствии течи через отверстия для болтов футеровки подают подлежащий измельчению материал с пониженной наполовину производительностью.

Предварительное испытание мельницы под нагрузкой проводят в течение нескольких часов (минимальный срок — 2 ч). В этот период проверяют плотность всех соединений барабана, крышек и футеровки. Если обнаруживается течь, то ее устраняют затяжкой болтов, установкой резиновых колец, шайб и т. д.

При испытаниях ведут наблюдение за работой зубчатой пары, редуктора и за нагревом подшипников. Неисправности устраняют. Мельница должна проработать не менее 8 ч после ликвидации всех обнаруженных дефектов.

По окончании предварительных испытаний переходят к контрольным испытаниям под полной нагрузкой. Для этого догружают мелющие тела до полной нормы, а производительность мельницы доводят до паспортной. Контрольное испытание мельницы проводят непрерывно в течение суток с периодическими остановками для осмотра узлов и для подтяжки болтовых соединений.

Если в продолжение испытаний с полной нагрузкой не будет обнаружено каких-либо дефектов, мельница сдается в постоянную эксплуатацию, что оформляется соответствующим актом.

В процессе эксплуатации обслуживающий персонал ведет наблюдение за нормальной, предусмотренной технологическим процессом, работой мельницы (выдача кондиционного по крупности продукта измельчения, обеспечение заданной производительности), а также наблюдает за исправной работой всех механизмов, в частности за исправностью действия всей

маслосмазочной системы, за температурой подшипников (температура масла не должна превышать 65° С), за работой зубчатых передач и редуктора.

Рабочие поверхности зубьев шестерен, венцовой пары и редуктора периодически осматривают.

После остановки мельницы коробка улиткового питателя должна быть осмотрена и очищена. Не допускаются скопления оставшегося в коробке затвердевшего материала; при наличии его пускать мельницу не рекомендуется во избежание поломки черпака питателя.

Подача через подшипники излишнего количества масла не допускается. Поступление его должно быть отрегулировано при установившейся работе машины.

Необходимо наблюдать за исправной подачей масла, пользуясь смотровым стеклом и указателем движения масла.

Через определенные промежутки времени производится профилактический осмотр футеровки, а при достаточном износе — ее смена.

Р е м о н т м е л ь н и ц. Полнота движения шаровых и стержневых мельниц определяется уровнем организации их ремонтного обслуживания, который закладывается в проект фабрики, как фактор, определяющий принимаемый коэффициент движения оборудования.

Замена футеровок является основной ремонтной работой. Эта операция является наиболее длительной и трудоемкой.

На практике приняты три способа выполнения ремонта мельниц.

П е р в ы й способ — у з л о в о й. Им предусматривается выполнение ремонтных работ, в том числе и перефутеровки, на месте установки мельницы с использованием специальных приспособлений для подъема барабана мельницы, медленного его поворачивания, укладки футеровочных плит на место и их крепления. При этом способе длительность простоя мельницы на время ремонта колеблется от 30 до 140 ч в зависимости от размера мельницы; возможный коэффициент движения составляет 0,82—0,89.

Узловой способ ремонта применяют при числе мельниц на фабрике от 1 до 6 шт.

В т о р о й способ — машиносменный к о м б и н и р о в а н н ы й — предусматривает выгрузку измельчающих тел из мельницы на месте ее установки с последующим переносом барабана мельницы краном на стенд ремонтно-монтажной площадки для перефутеровки и установку резервной мельницы на место снятой.

По второму способу ремонта время простоя мельницы практически колеблется

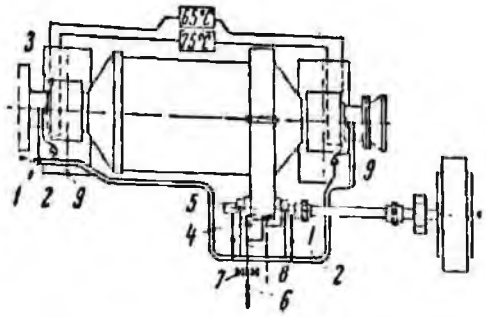


Рис. 273. Схема смазки мельниц МКМЗ (3600 × × 4000 и 3200 × 4500 мм):

1 — нагнетательный маслопровод; *2* — сливной маслопровод; *3* — термодатчики; *4* — форсунки для смазки венцовой пары графитной мазью; *5* — указатель подачи масла; *6* — трубопровод густой смазки; *7* — золотник электромагнитный; *8* — трубопровод сжатого воздуха (для форсунок); *9* — реле протока

от 16 до 24 ч при возможном коэффициенте движения 0,93—0,94.

Комбинированный способ применяют при числе мельниц от 7 до 16 шт.

Т р е т и й способ — м а ш и н о с м е н н ы й, предусматривает перепос краном мельницы на стенд ремонтной площадки вместе с измельчающими телами, разгрузку и загрузку их на стенде. Время простоя мельницы по этому способу практически колеблется от 8 до 20 ч при возможном коэффициенте движения 0,94—0,95 и выше. Машиносменный способ применяется при числе мельниц более 16 шт.

Необходимо отметить, что коэффициент движения определяется не только способом ремонта, но и принятой схемой измельчения — количеством и типом мельниц. При наличии в секции стержневой мельницы и нескольких мельниц для доизмельчения коэффициент движения снижается вследствие несовпадения по времени перефутеровок.

§ 98. Смазка мельниц[1]

Барабанные мельницы выпускаются с циркуляционной системой жидкой смазки коренных подшипников (см. позиции *1—3* и *9* на рис. 273). Этот способ применяется и для смазки подшипников приводного вала, но часто для них (а также для шестерен и уплотнений коренных подшипников) применяется централизованная густая смазка; в последнее время чаще всего применяется смазка шестерен графитной

[1] § 98 составлен инж. Д. М. Юделевым [166].

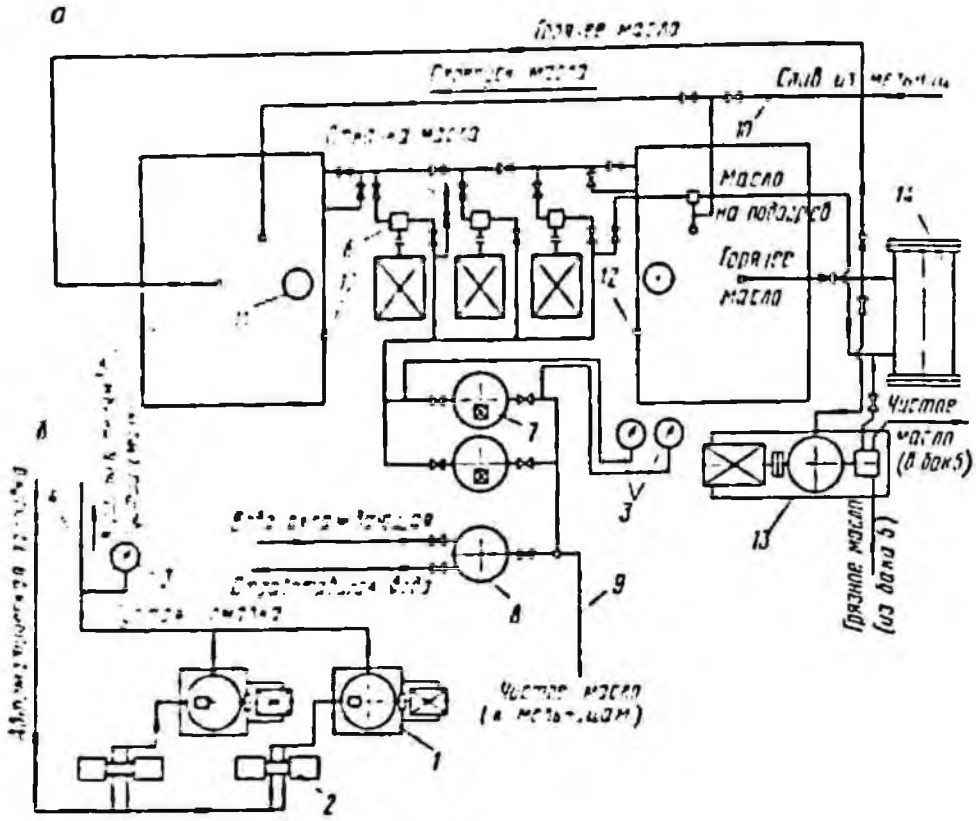


Рис. 274. Схема сдвоенной маслостанции для мельниц НКМЗ:

а — станция жидкой смазки; *б* — станция густой смазки;
1 — станция автоматическая густой смазки; *2* — золотник электромагнитный; *3* — электроконтактный манометр; *4* — трубопровод к форсункам зубчатой передачи; *5* — бак-отстойник; *6* — насосная установка; *7* — фильтр; *8* — маслоохладитель; *9* — нагнетательный трубопровод; *10* — сливной трубопровод; *11* — реле поплавковое; *12* — термометр сопротивления; *13* — сепаратор для маслоочистки; *14* — электроподогреватель

мазью, распыленной сжатым воздухом (см. позиции *4*, *6—8*).

К коренным подшипникам масло должно нагнетаться под давлением не выше 0,2—0,3 *кгс/см*^{2}; отработавшее масло отводится самотеком.

Для контроля за подачей смазки к коренным подшипникам устанавливают либо реле протока на нагнетательной магистрали (мельницы НКМЗ), либо реле контроля уровня на сливе масла (мельницы УЗТМ).

Для смазки мельниц применяются индивидуальные или групповые (блочные) маслостанции. Групповые маслостанции предназначены для одновременной подачи масла к нескольким мельницам. Устройство маслостанций мельниц аналогично станциям дробилок [106].

На рис. 274 показана принципиальная схема сдвоенной маслостанции Ново-Краматорского машиностроительного завода (НКМЗ), поставляемой для смазки 8—12 стержневых и шаровых мельниц больших размеров (от 3200 × 4500 до 4500 × 6000 *мм*), а также бесшаровых мельниц типа «Каскад» [1] (ММС-70-23).

Характеристика маслостанций для мельниц НКМЗ приведена в табл. 187. Станция включает системы автоблокировки и сигнализации, которые производят:

включение резервного насоса от электроконтактного манометра (ЭКМ) при понижении давления ниже рабочего в маслопроводе за фильтром;

включение импульсом от ЭКМ электродвигателя для очистки фильтра при падении рабочего давления за фильтром и отключение этого электродвигателя через 10 *сек* посредством реле времени;

подачу (посредством поплавкового реле) предупредительного сигнала при дости-

[1] Такая же маслостанция поставляется для смазки редукторов мельниц «Каскад».

Характеристика маслостанций для мельниц ШКМЗ

Таблица 187

Наименование узлов и деталей	Типовая смазочная станция на 8—12 мельниц (поставки до 1962 г.)	Блочная сдвоенная смазочная станция, выпускавшаяся с 1962 г. (в скобках — поставки с 1965 г.)
I. Бак-отстойник с сетчатым фильтром, поплавковым забором масла и комплектом приборов:		
емкость, $м^3$	16	16
количество, шт.	1	2
количество нагревательных элементов типа ДМ-3	—	9 × 2 = 18 (нет)
установленная мощность электронагревателей, *квт*	—	37,8 (нет)
II. Насосная установка:		
тип	РЗ — 30[а]	РЗ — 30[а]
количество, шт.	2	2 (3)
в том числе резервных, шт.	—	1 (2)
производительность, *л/мин*	300	300
полный напор, *м вод. ст.*	42,5	53
мощность электродвигателя, *квт*	4,5	4,5 (7,0)
III. Фильтр пластинчатый самоочищающийся:		
тип	ФДЖ-80	ФДЖ-100 (ФПЖ-150)
количество, шт.	2	2
IV. Маслоохладитель водотрубный:		
тип	МП-65	МП-65
количество, шт.	1	1
поверхность охлаждения, $м^2$	65	65
расход воды, $м^3/ч$	45	80
приборы регулировки подачи воды	Регулятор температуры воды РТПД-100	Электрозадвижка 30 ч 906 бр (не поставляется)
V. Комплект приборов и аппаратура системы контроля и управления:		
манометр электроконтактный 1401 $p=6$ *кгс/см²*, шт.	2	2
лагометр малогабаритный ЛП $p=33$, шт.	1	1
переключатель малогабаритный ПМТ-8, шт.	1	1
термометр сопротивления типа ЭТМ-XI, шт.	4	4
поплавковое реле РП-65 (РП-10650), шт.	2	1
температурное реле ТР-200, шт.	4	4 (нет)
клапан КПШ-1 1/2″, шт.	1	1
клапан КПрК-50, шт.	1	1
реле времени, шт.	1	1
манометр технический, шт.	2	2
VI. Автоматическая станция густой смазки:		
тип	САГ-500А	060-11-1-1
количество, шт.	1	2
приборы:		
КЭП-12У, шт.	1	1 (нет)
манометр самопишущий МТС-712, шт.	1	1 (нет)
манометр технический Ø 60, шт.	1	2
манометр электроконтактный 1402	2	—(1)
КДГ-К 3/8″, шт.	—	1
тип смазки	ИП-1	Графитная
VII. Маслоочистительная машина (сепаратор)		
тип	НСМ-3/1 (или СМ-1,5А)	С электронагревателем (СЦ-1,5А)
количество, шт.	1	1
мощность электронагревателей, *квт*	30	30

Таблица 183

Характеристика маслостанций для мельниц УЗТМ

Наименование узлов и деталей	Производительность маслостанции, л/мин				
	18	35	70	125	300
1	2	3	4	5	6
I. Бак-отстойник с сетчатым фильтром, поплавковым забором масла и комплектом приборов:					
емкость, м³	0,5	1	2	3,15	10
количество нагревательных элементов типа ЭТ-10, шт.	—	6	9	—	36
то же, типа ЭТ-100 шт.	—	—	—	18	—
установленная мощность электронагревателей, квт	—	1,1×6=6,6	1,1×9=9,9	0,7×18=12,6	1,1×36=39,6
II. Насосная установка:					
тип	БГ11-22	БГ11-23	БГ11-24	БГ11-25	РЗ-30а
количество, шт.	1	2	2	2	2
в том числе резервных, шт.	—	1	1	1	1
производительность, л/мин	18	35	70	125	300
возможное давление нагнетания, кгс/см²	25	25	25	25	5,3
мощность электродвигателя, квт	1,7	3,0	4,0	7,5	7,0
III. Фильтр пластинчатый самоочищающийся:					
тип	—	ФПЯК-80	ФПЯК-80	ФПЯК-80	ФПЯК-80
количество, шт.	—	1	1	1	2
IV. Маслоохладитель (теплообменник):					
тип	Кожухо-трубчатый горизонтальный				
поверхность охлаждения, м²	—	6	6	12	25
расход воды (максимум), л/мин	—	330	330	460	800
V. Комплект приборов и аппаратура системы контроля и управления:					
командный электропневматический прибор КЭП-12У, шт.	—	1	1	1	1
манометр дифференциальный МДФ-100/10, шт.	—	2	2	2	2
лагометр ЛСЩПр-06-18, шт.	—	1	1	1	1
температурное реле ТР-200 (на баке-отстойнике), шт.	—	2	2	2	2
термометр сопротивления ТСМ-XI, шт.	—	5	5	5	5
манометр электроконтактный ЭКМ-1 160×6, шт.	—	1	1	1	1

Продолжение табл. 188

Наименование узлов и деталей	Производительность маслостанции, л/мин				
	18	35	70	125	300
1	2	3	4	5	6
манометр технический, шт.	1	1	1	1	1
кран трехходовой КТК, шт.	1	6	6	6	6
клапан предохранительный:					
тип	КПШ-1	КПрЖ-25М	КПрЖ-25М	КПрЖ-25М	КПрЖ-50М
количество, шт.	1	1	1	1	1
клапан обратный:					
тип	КОЖ-1	КОЖ-1	16Б1бк Ду 40	19ч16бр Ду 50	19ч16бр Ду 80
количество, шт.	1	2	2	2	2
сигнализатор расхода жидкости СРЖ-150, шт.	—	1	1	1	1
регулятор уровня с ртутным переключателем КГ, шт.	—	2	2	2	2

жении маслом верхнего уровня в баке и аварийного сигнала — при нижнем уровне;

замер температуры масла и воды термометрами сопротивления и лагометром.

Маслостанции, поставляемые УЗТМ для смазки мельниц меньших размеров (от 2000 × 1500 до 3200 × 3100 *мм*), отличаются от маслостанций НКМЗ отсутствием резервного бака-отстойника и запасной (третьей) насосной установки. Характеристика маслостанций для мельниц УЗТМ приведена в табл. 188.

Подача густой смазки (в распыленном виде) на венцовую и приводную шестерни мельниц осуществляется форсунками, в которые мазь подается автоматической станцией [1], а сжатый воздух поступает из сети. На рис. 275 показана схема смазки зубчатой пары мельницы, а в табл. 189 приведены данные для регулировки форсунок УЗТМ.

Основные данные по смазочным станциям мельниц «Каскад» приведены в табл. 190.

На рис. 276 показана схема индивидуальной смазки мельниц УЗТМ.

Для индивидуальных станций поставляются следующие приборы:

сигнализатор падения уровня масла (СПУ), предназначенный для автоматического контроля за уровнем масла в сливной магистрали, или же сигнализатор расхода жидкости (СРЖ);

термодатчик полупроводниковый (ТДП—231М), устанавливаемый на коренных подшипниках для сигнализации (через посредство вторичного прибора АТВ) о перегреве их;

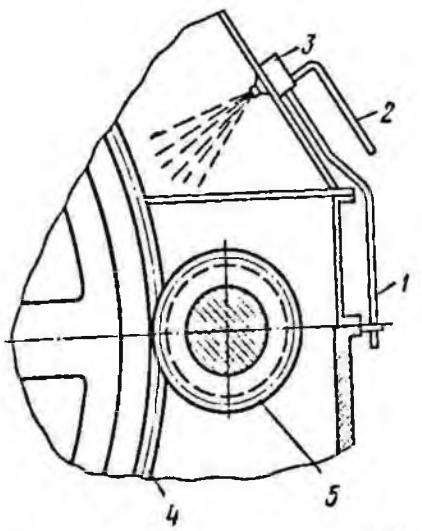


Рис 275. Схема смазки зубчатой пары мельницы: *1* и *2* — трубопроводы соответственно густой смазки и сжатого воздуха; *3* — форсунки; *4* и *5* — шестерни соответственно венцовая и ведущая

[1] Поставляются заводами вместе со станцией жидкой смазки.

Таблица 189

Данные для регулировки форсунок густой смазки

Размер щели, мм	Диаметр D пятна распыления при расстоянии L (мм) от щели форсунки до начальной окружности зуба венцовой шестерни, мм				
	50	100	150	200	250
0,35	110	180	245	290	315
0,50	120	200	280	330	360
0,65	140	240	320	370	395
0,80	170	280	365	440	490

дросселирующая диафрагма, предназначенная для равномерного распределения масла между коренными подшипниками;

указатель подачи масла (УРЖ) — для визуального контроля и регулирования подачи масла к подшипникам приводного вала.

Приводной электродвигатель мельницы можно включить лишь при условии прохождения через сливную трубу минимально необходимого количества масла (импульс поступает от СПУ или СРЖ).

При падении уровня масла в сливной магистрали ниже минимально допустимого привод мельницы автоматически отключается и подается аварийный сигнал. То же происходит при нагреве коренных подшипников выше 65—70° С.

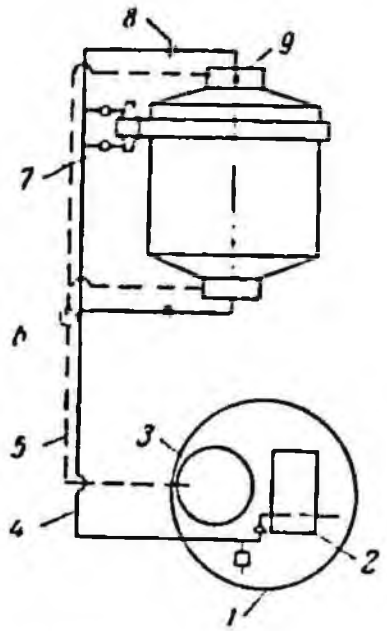


Рис. 276. Схема индивидуальной смазки мельниц УЗТМ:

1 — бак-отстойник; *2* — насос шестеренчатый; *3* — фильтр; *4* — нагнетательный трубопровод; *5* — сливной трубопровод; *6* — сигнализатор расхода жидкости; *7* — указатель подачи масла *8* — диафрагма; *9* — термодатчик

Для циркуляционной жидкой смазки мельниц применяется масло индустриальное 50 (машинное СУ) по ГОСТ 1707—51.

На зубчатые пары подается густая смазка графитная — универсальная среднеплавкая синтетическая активированная (УСс-А по ГОСТ 3333—55). Густая смазка подается форсунками 1—2 раза в смену; продолжительность подачи — время двух оборотов приводной шестерни.

Срок службы масла в системах смазки мельниц от 5—6 месяцев до 2—3 лет. Масло подлежит замене, если при анализе обнаружены механические примеси, вода, кислотность и вязкость в тех же пределах, что приняты для масла при смазке дробилок.

Общие правила монтажа приборов и трубопроводов систем смазки дробилок и мельниц те же, что и при монтаже другого основного оборудования.

После подгонки трубопроводы демонтируются, протравливаются, нейтрализуются и промываются в ваннах. Прямые участки труб подвергаются травлению без предварительной подгонки.

Иногда трубопроводы очищаются в собранном виде пропусканием в течение 7—8 ч подогретого раствора кислоты, а затем раствора кальцинированной соды.

Все операции по травлению труб должны производиться без перерывов, иначе травление может привести к коррозии труб.

После очистки трубопроводы испытываются и промываются в собранном виде смесью минерального масла и керосина

Таблица 190

Основные данные по смазочным станциям для мельниц «Каскад» (ММС-70-23)

Количество мельниц в группе	Редуктор		Главные подшипники	
	производительность, л/мин	количество, шт.	производительность, л/мин	количество, шт.
1	125	1	35	1
2	300	1	70	1
3	300	1	100	1
4	300	2	125	2
5	300	2	300	2
6	300	2	300	2

Неисправности систем жидкой смазки и способы их устранения

Таблица 191

Неисправности	Причины	Способы устранения
А. К подшипникам мельниц не поступает масло. Мельница останавливается и не включается	I. *Неисправна маслостанция* 1. Низок уровень масла в баке-отстойнике или не включаются нагревательные элементы; насос не запускается	Добавить масло. Проверить электросхему. Установить причины утечки масла
	2. Насос не засасывает масло; в насосе нет масла Во всасывающую полость проникает воздух	Заменить насос Подтянуть болты на фланцевых соединениях. Проверить затяжку болтов сальника; при необходимости сменить манжеты
	3. Не включается резервный насос	Проверить электросхему
	4. Ослаблена пружина предохранительного клапана	Затянуть пружину
	II. *Перекрыт нагнетательный трубопровод*	Открыть задвижку
Б. К подшипникам мельниц поступает недостаточное количество масла. Разрывы в струе масла (в указателе подачи масла), местный кольцевой нагрев цапф мельницы, возможна остановка мельницы	I. *Неисправна маслостанция* 1. Насос не развивает необходимой производительности; велико давление нагнетания	Больше открыть задвижку на напорном трубопроводе, проверить монтаж трубопроводов, устранить лишнее сопротивление
	Велики зазоры между торцами роторов или шестерен насосов и др. Сопротивление во всасывающем патрубке больше допустимого	Устранить неисправность в насосе Открыть больше всасывающую задвижку
	2. Сильно засорились фильтры	Очистить, а при необходимости отремонтировать
	3. Недостаточно подогрето масло	Отрегулировать включение нагревательных элементов
	II. *Мало сечение диафрагм* или неправильно отрегулированы приборы на подаче масла к подшипникам	Подобрать диафрагмы, отрегулировать приборы
	III. *Частично забились*: нагнетательный трубопровод, отверстия в полиных патрубках, в диафрагмах и т. п.	Проверить, устранить неисправность

Неисправности	Причины	Способы устранения
	IV. *Утечки масла* в нагнетательном трубопроводе	Проверить, устранить неисправность
В. Сильная течь масла из подшипников	Неисправны сальники; большое давление подаваемого масла; частичное засорение сливных трубопроводов	Устранить неисправность
Г. Подшипники мельниц перегреваются	1. Недостаточная подача масла	См. пункт Б
	2. Масло плохо охлаждается: из-за отсутствия воды или ее высокой температуры; из-за засорения трубок маслоохладителя; из-за неправильного первоначального заполнения маслоохладителя водой	Проверить подачу воды В случае, если устранение других неисправностей не дает эффекта, снять и промыть маслоохладитель Заполнение водой должно производиться постепенно и только после того, как будет подано предварительно подогретое масло
	3. Загрязнение масла механическими примесями; закупорка маслопроводов или каналов пылью или продуктами износа при плохом уходе за маслосистемами	Очистить, при необходимости заменить масло; улучшить уход за маслосистемами
	4. Неполадки в узлах трения: плохо пришабрены подшипники неправильный монтаж узлов оборудования; возникновение перекосов; чрезмерная затяжка крышек подшипников	Пришабрить подшипники, если приработка с добавочной подачей смазки не дает эффекта Проверить монтаж узлов оборудования Отрегулировать затяжку подшипников
Д. В баке-отстойнике падает уровень масла	1. Утечки масла в узлах	Устранить неисправности в соединениях; отрегулировать подачу масла
	2. То же в сливных трубопроводах	Проверить сливные трубопроводы; устранить неисправности
Е. В баке-отстойнике уровень масла поднимается выше нормы	1. Попадание воды в масло: из-за неисправности маслоохладителя; из-за превышения давления воды над давлением масла	Отремонтировать маслоохладитель; отрегулировать подачу воды Давление воды должно быть на 0,25—0,5 кгс/см² меньше давления масла в маслоохладителе

При настройке системы индивидуальной жидкой смазки мельниц УЗТМ:

проверяют и регулируют равномерность поступления масла к коренным подшипникам мельницы (при помощи диафрагм) и к подшипникам привода (УРЖ);

контролируют уровень масла в сигнализаторе падения уровня (СПУ); уровень не должен быть выше 5 мм над верхней риской;

проверяют поступление сигнала на остановку мельницы при сокращении подачи масла путем искусственного ослабления пружины предохранительного клапана.

При остановках оборудования на время до двух часов смазочные системы не выключаются. При более длительных остановках станция выключается и масло из нагнетательного трубопровода сливается.

Ревизию и очистку бака-отстойника, а также ревизию маслонасосов производят не реже одного раза в год. Фильтр промывается при всех остановках на ремонт. Термометры, манометры и другие приборы контролируют не реже одного раза в полгода.

Основные неполадки в работе маслосистем, причины их возникновения и способы устранения приведены в табл. 191.

§ 99. Футеровка мельниц[1]

Внутренняя поверхность барабана мельниц, соприкасающаяся с измельчаемым материалом, облицовывается сменными футеровочными деталями — броневыми плитами, изготовленными из износостойких материалов.

Футеровка цилиндрической части мельницы является основной по весу и стоимости. От формы (профиля и размеров) футеровочных плит барабана зависят рабочий диаметр мельницы и характер движения измельчающих тел, т. е. высота их подъема и возможность или невозможность скольжения по футеровке. От профиля футеровки существенно зависят ее износ, а также производительность мельницы, удельные расходы электроэнергии и измельчающих тел.

Продолжительное время на обогатительных фабриках применяли гладкий (рис. 227, *а*) и волнистый (рис. 277, *б*) профили. Так, для шаровых мельниц, предназначенных для II стадии измельчения, обычно применяли гладкую футеровку, допускающую возможность скольжения всей шаровой загрузки (см. рис. 277, *а*). В этом случае наблюдалось преимущественно истирающее действие шаров. Гладкую футеровку часто применяли также для стержневых мельниц во избежание подбрасывания стержней и их перекосов.

Для шаровых мельниц I стадии, работающих на относительно крупной исходной руде и на шарах больших размеров, применяли футеровку из плит фасонных профилей — волнистую, ступенчатую внахлестку («каскадную», см. рис. 277, *в*) и др. Благодаря наличию выступов на поверхности броневых плит скольжение шаровой загрузки уменьшалось или прекращалось, шары поднимались барабаном выше, чем при гладкой футеровке, высота падения их увеличивалась, в момент удара шары обладали большей кинетической энергией и измельчение происходило в основном вследствие ударного, а не истирающего действия шаров.

В целях увеличения срока службы футеровки шаровой мельницы делались попытки применить комбинированную металло-деревянную футеровку, выполненную из стальных балок, в промежутках между которыми заложены деревянные брусья (рис. 277, *д*). После частичного износа деревянных брусьев в зазорах, образующихся между стальными балками, заклиниваются мелкие шары, предохра-

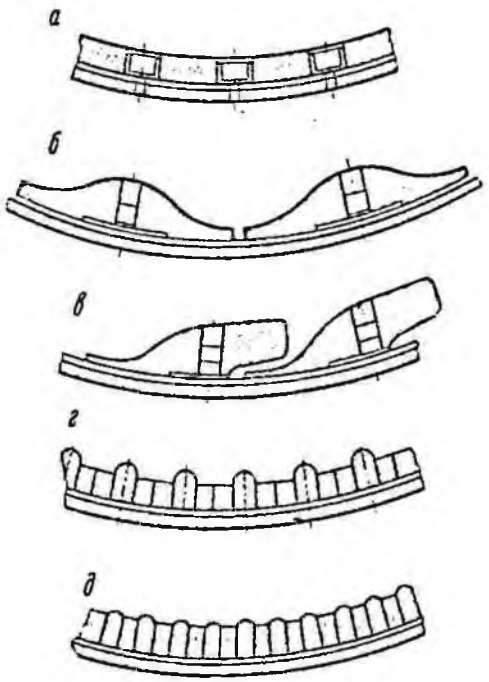


Рис. 277. Профили футеровок:
а — гладкая; *б* — волнистая; *в* — ступенчатая («каскадная»); *г* — комбинированная брусчатая; *д* — комбинированная металло-деревянная

[1] § 99 составлен инж. И. Ф. Дуном.

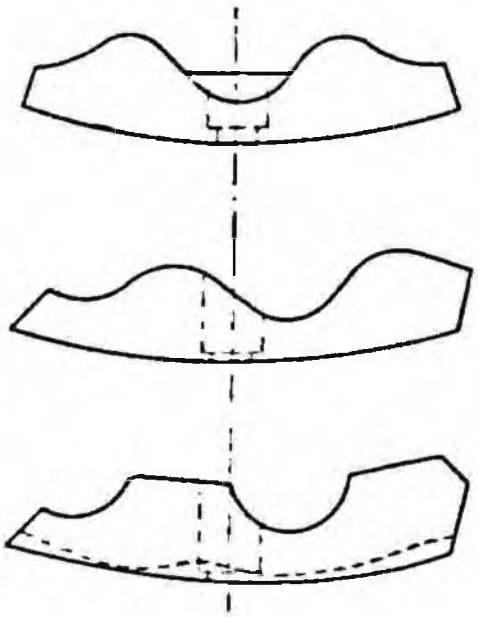


Рис. 278. Профиль футеровки типа «непрерывная волна» для шаровых и стержневых мельниц

нижнее дерево от дальнейшего выкрашивания; по мере износа они выпадают, автоматически заменяясь новыми.

К комбинированным относится также рельсобетонная футеровка, основу которой составляют железнодорожные рельсы, с заполненными бетоном пространствами.

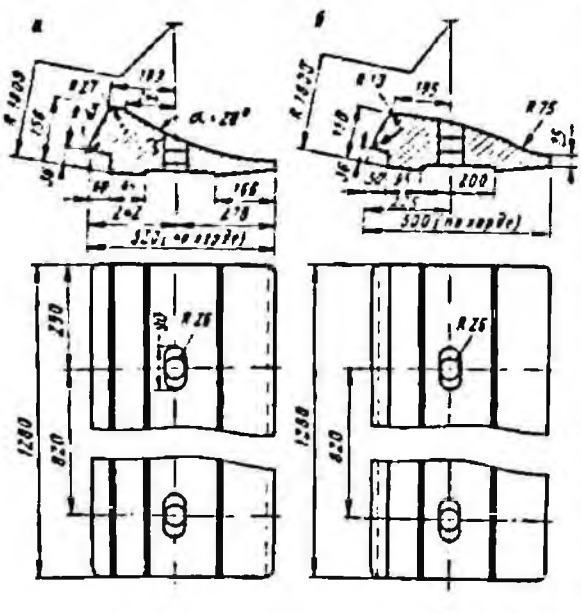


Рис. 279. Профили футеровок шаровой мельницы 3600 × 4000 мм ПКГОКа:
а — «износостойкий» профиль; *б* — стандартный профиль УЗТМ

В цементной промышленности широко применяется каблучковая футеровка, в которой броневые плиты снабжаются выступами.

Предпринимались попытки сконструировать футеровку, препятствующую миграции шаров, т. е. перемещению крупных шаров из зоны загрузки мельницы к ее разгрузочному концу. Так, в цементной промышленности США одно время получила распространение многокольцевая футеровка «Кармен», состоящая из ряда конических колец, вставленных одно в другое. Конусность колец до некоторой степени препятствует продольному перемещению шаров вместе с увлекающей их рудой.

Применялась также винтовая футеровка, образующая в собранном виде спирально-винтовые желобки, по которым шары могут скатываться к загрузочному концу.

В последние два десятилетия уделялось много внимания выбору рационального профиля футеровки. За рубежом широко применялись футеровки «Норанда», плиты с лифтерами и др. Наилучшим признан профиль, названный «непрерывная волна» (рис. 278). Он отличается от обычного волнистого профиля меньшим шагом волны и обеспечивает увеличение срока службы футеровки, повышение производительности мельницы и снижение удельного расхода электроэнергии ввиду отсутствия скольжения измельчающих тел.

Исследования, выполненные в СССР Д. К. Крюковым, показали, что скольжение существенно повышает как износ футеровки, так и удельный расход электроэнергии.

В результате расчетно-теоретической и экспериментально-исследовательской работы по определению рациональной и экономичной формы профиля футеровочных броневых плит Д. К. Крюковым [69, 70] был разработан профиль, названный автором «износостойким» в связи с тем, что он изнашивается почти равномерно и препятствует скольжению шаров (рис. 279, *а*). Теоретический расчет профиля основан на условии: отношение действующих на элементы футеровки касательных и нормальных сил не должно превосходить величину коэффициента трения скольжения (сцепления) шаров о футеровку. Это условие сводит к минимуму скольжение шаровой загрузки и обеспечивает повышение срока службы плит. Испытания мельниц II стадии подтвердили эти выводы теории: при прочих равных условиях срок службы плит с износостойким профилем оказался длительнее, чем плит с обычными профилями, например профилем УЗТМ (рис. 279, *б*).

Однако на мельницах I стадии с применением шаров диаметром 100—125 *мм* эти футеровки (из стали 110Г13Л) имели весьма малый срок службы. Это объясняется тем, что вследствие малой толщины и значительной разницы в толщине по сечению затруднено получение качественных отливок (по ГОСТ7523—55).

На износ футеровки влияют следующие факторы:

сила удара измельчающих тел, обусловленная их весом и высотой падения. Наиболее сильные удары должна воспринимать футеровка шаровых мельниц I стадии, загружаемых шарами диаметром 100—125 *мм*. В этих мельницах футеровочные плиты должны иметь достаточную механическую прочность;

скольжение загрузки по футеровке, зависящее от профиля футеровки, диаметра шаров (или стержней), скорости вращения и степени заполнения мельницы. Д. К. Крюков показал, что износ футеровки интенсивно возрастает при наличии скольжения и при увеличении скорости;

абразивность руды (ее прочность, крупность и плотность пульпы). Наибольшее влияние абразивных свойств руды на износ футеровки проявляется на шаровых мельницах II стадии, работающих с шарами малого диаметра (40—60 *мм*), а также на стержневых мельницах малого диаметра, особенно при наличии сильного скольжения. Так, на стержневых мельницах 1800 × 3000 *мм* Кировградской фабрики, при прочих равных условиях, срок службы каскадной футеровки при измельчении абразивных гумишевских руд составлял 4,6 месяца, а при измельчении сравнительно малоабразивных левихинских и ломовских руд — 8,5 месяца.

Материал футеровки. Для мельниц I стадии материал футеровки должен обладать достаточной толщиной и ударной вязкостью для восприятия сильных ударов мелющих тел.

Профиль футеровки влияет на удельный расход электроэнергии, так как он определяет степень скольжения (с увеличением степени скольжения расход электроэнергии повышается).

Производительность мельницы тем больше, чем больше ее рабочий (эффективный) диаметр, высота подъема шаров и их взаимное перемещение, что также зависит от толщины и профиля футеровки.

Сравнение различных типов футеровок должно производиться с учетом расходов на металл и замену футеровки, электроэнергию, измельчающие тела, а также с учетом производительности мельницы.

В табл. 192 приведены показатели работы футеровок барабанов на фабриках СССР. Средние сроки службы подсчитаны по документам ремонтных служб (показатели производительности и расхода электроэнергии даны по результатам испытаний, проводившихся на Среднеуральской, Норильской и Ингулецкой фабриках). Для каждой стадии измельчения данной фабрики профили расположены в таблице по возрастанию срока службы футеровки.

Сравнение показывает, что для мельниц I стадии, загружаемых шарами диаметром 100—125 *мм* (на которых расходуется наибольшее количество футеровочной стали), профиль футеровки «Норильск-III» дает наилучшие результаты по сроку службы, удельному расходу металла и электроэнергии, производительности по классу —0,074 *мм*, при средней производительности по руде. Этот профиль обеспечивает надежное сцепление шаров с футеровкой, отсутствие их скольжения, энергичное воздействие на шаровую загрузку и подъем шаров на большую высоту, равномерный износ плит по верхним плоскостям выступов, большую конструктивную прочность и жесткость футеровочных плит.

Положительные качества футеровки «Норильск-III» подтверждаются результатами работ футеровок, имеющих с ней принципиальное сходство. Так, пазовый профиль Среднеуральской фабрики также характеризуется пониженным удельным расходом металла и электроэнергии.

Лучшей из металлических футеровок для мельниц II стадии является футеровка «Норильск-IV» которая проработала более трех лет без замены и продолжает эксплуатироваться.

На крупных стержневых мельницах чаще всего применяют футеровки волнового профиля, которые на комбинатах Кривого Рога имели наибольший срок службы. Перспективным также является горбатый профиль. Волновой профиль не рекомендуется для шаровых мельниц, так как вследствие большого скольжения шаров приводит к повышению удельного расхода металла и электроэнергии и снижению производительности.

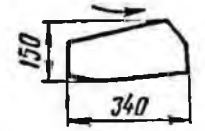
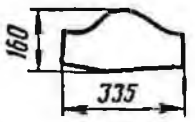
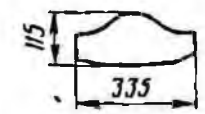
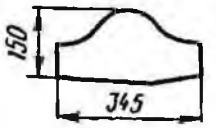
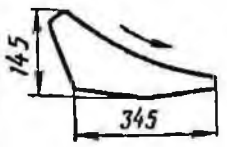
Для шаровых мельниц II стадии измельчения внедряются на отечественных и зарубежных предприятиях резиновые футеровки шведских фирм «Скега» (рис. 280) и «Трелеборг». Они имеют преимущество перед металлическими футеровками: меньшую трудоемкость монтажа, большую герметичность мельниц и снижение шума. Стоимость комплекта резиновой футеровки выше, чем футеровки из стали 110Г13Л. Резиновая футеровка при шарах диаметром 80 *мм* имеет одинаковый со стальной срок службы, а при диаметре шаров 60 *мм* служит в 3 раза дольше, чем стальная.

Данные о футеровке барабанов

Комбинат, фабрика	Измельчаемая руда: Крепость по М. М. Протодьяконову	Измельчаемая руда: Абразивность	Измельчаемая руда: Крупность	Стадия измельчения	Типоразмер мельниц, скорость вращения	Измельчающие тела, заполнение	Тип: Наименование профиля
Кировоградская	10—13	Вкрапленные SiO_2 34—45% Al_2O_3 14,5%	25% +25 *мм*	I	МСЦ-2100×3000; 19 *об/мин*	Стержни 100 *мм*; φ=45%	Клиновой
			15% класса —0,074 *мм*	II	МШЦ-2100×3000; 21,6 *об/мин*	Шары 60 *мм*	Крюкова вариант I
Оленегорская	11—16	SiO_2 48% Al_2O_3 1,8%	25—0 *мм*	I	МСЦ-2700×3600; 21 *об/мин*	Стержни 100 *мм*	Горбатый
Балхашский горнометаллургический	12—14	—	3% +25 *мм*	I	МСЦ-2800×4400; 20 *об/мин*	Стержни 80 *мм*; 40 *т*; φ=45%	Волновой утолщенный
			0—6 *мм*	II	МШЦ-2800×4400; 20 *об/мин*	Шары 40 и 65 *мм*; φ=45%	Волновой
Средне-уральский медеплавильный завод	8—10	SiO_2 8—27% Al_2O_3 1,2—3,4%	10—0 *мм*	I	МШЦ-2800×3700; 20,4 *об/мин*	Шары 80—90 *мм*—50 %; 60 *мм*—50%; 46 *т*	Волновой через ряд утолщенный
							Клиновой через ряд утолщенный

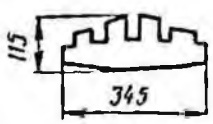
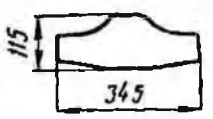
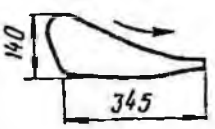
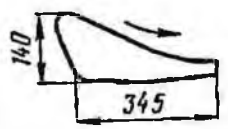
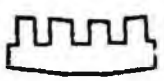
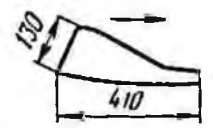
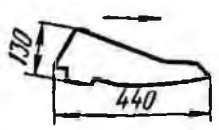
шаровых и стержневых мельниц

Таблица 192

Футеровки: Эскиз профиля	Материал	Вес комплекта футеровки барабана, *т*	Средние производственные данные: Количество данных	Календарный срок службы, *ч*: средний	максимальный	Обработка руды на 1 комплекте футеровки, тыс. *т*	Данные испытаний: Удельный расход футеровки барабана, *г/т*	Удельный расход мелющих тел, *кг/т*	Производительность мельницы, *т/ч*: по руде	по классу —0,074 *мм*	Удельный расход электроэнергии, *квт·ч/т*
	110Г13Л	11,2	4	10 620	13 512	4603	24,3	0,37	—	—	—
	80ГСЛ	12	8	6800	7800	—	—	0,61	—	—	—
	110Г13Л	23,5	—	8312	—	1523	16,0	—	—	—	—
	100СГ	34,4	64	4670	4900	517,5	66,5	0,67	—	—	—
	100СГ	22,2	34	8722	9949	—	—	0,51	—	—	—
	100Х2Г	20,16	21	5320	7726	287	70	1,15	55,6	22,7	6,46
	100Х2Г	18,96	26	5100	6291	268	66,3	1,15	63,6	27,3	6,27

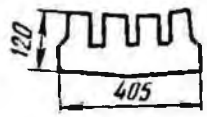
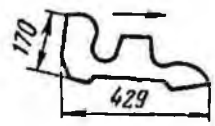
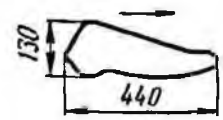
Комбинат, фабрика	Измельчаемая руда			Стадия измельчения	Типоразмер мельниц, скорость вращения	Измельчающие тела, заполнение	Тип
	Крепость по М. М. Протодьяконову	Абразивность	Крупность				Наименование профиля
Среднеуральский медеплавильный завод	8—10	SiO_2 8—27% Al_2O_3 1.2—3.4%	10—0 *мм*	I	МШЦ-2800×3700; 20,4 *об/мин*	Шары 80—90 *мм*—50%; 60 *мм*—50%; 46 *т*	Пазовый
							Волновой
			30—37% класса —0,074 *мм*	II	МШЦ-2800×3700; 20,4 *об/мин*	Шары 60 *мм*	Клиновой
Лениногорская	16—18	SiO_2 70—75%	90—95% класса —20 *мм*	I	МШР-2700×3600; 20,4 *об/мин*	Шары 60—80 *мм*; 36 *т*; φ=45—48%	Клиновой
				II			Ребристый
Норильский горнометаллургический	16—18	—	3% класса +16 *мм*	I	МШР-3200×3800; 19,8 *об/мин*	Шары 125 *мм*; φ=40%	Крюкова
							Крюкова вариант II

Продолжение табл. 192

Футеровки: Эскиз профиля	Материал	Вес комплекта футеровки барабана, т	Средние производственные данные: Количество данных	Календарный срок службы, ч: средний	максимальный	Обработка руды на 1 комплекте футеровки, тыс. т	Данные испытаний: Удельный расход футеровки барабана, г/т	Удельный расход мелющих тел, кг/т	Производительность мельницы, т/ч: по руде	по классу −0,074 мм	Удельный расход электроэнергии, квт·ч/т
	100Х2Г	13,57	9	4600	5184	257	52,7	1,3	60,6	27,3	5,73
	100Х2Г	18,48	36	3540	4461	171	108	1,15	59,4	27,4	6,82
	100Х2Г	18,96	—	6048	—	—	—	1,18	—	—	—
	110Г13Л	18,46	11	4970	5506	170,3	107	Общий 1,6	—	—	—
	110Г13Л	—	36	4904	5018	152,3	—		—	—	—
	110Г13Л	18,95	3	2084	3360	139,5	136	1,6	53,3	24	12,92
	110Г13Л	23,27	32	4076	6288	196,5	118,2	1,6	51,7	24,2	12,5

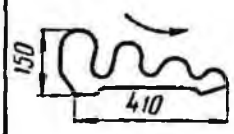
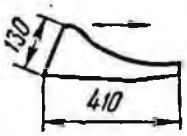
Комбинат, фабрика	Измельчаемая руда			Стадия измельчения	Типоразмер мельниц, скорость вращения	Измельчающие тела, заполнение	Тип
	Крепость по М. М. Протодьяконову	Абразивность	Крупность				Наименование профиля
Норильский горнометаллургический	16—18	—	3% класса +16 мм	I	МШР-3200×3800; 19,8 об/мин	Шары 125 мм; φ=40%	Каскадный
							Волновой
							Ребристый
							«Норильск-III»
			0,2—0 мм	II	МШЦ-3200×3800; 19,8 об/мин	Шары 40 мм; φ=40%	Ребристый
							Каскадный
							Крюкова вариант II

Продолжение табл. 192

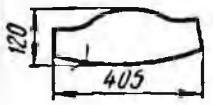
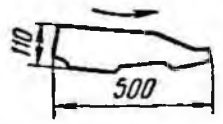
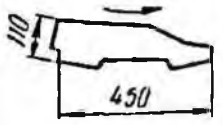
Футеровки: эскиз профиля	Материал	Вес комплекта футеровки барабана, т	Средние производственные данные: количество данных	Календарный срок службы, ч: средний	Календарный срок службы, ч: максимальный	Обработка руды на 1 комплекте футеровки, тыс. т	Данные испытаний: Удельный расход футеровки барабана, г/т	Удельный расход мелющих тел, кг/т	Производительность мельницы, т/ч: по руде	Производительность мельницы, т/ч: по классу −0,074 мм	Удельный расход электроэнергии, квт·ч/т
	110Г13Л	26,0	16	4190	7536	203	128	1,6	51,1	23,7	12,5
	110Г13Л	27,84	2	5628	6048	—	—	1,6	50,5	23,2	13,1
	110Г13Л	24,12	13	5627	6696	282	85 5	1,6	51,06	23,7	13,81
	110Г13Л	24,25	40	7812	9991	300	61,3	1,45	52,5	24,2	11,78
	110Г13Л	24,12	4	5586	7128	—	—	0,55	—	—	—
	110Г13Л	26	3	6736	8256	—	—	0.55	—	—	—
	110Г13Л	18,95	30	8288	9480	—	—	0,55	—	—	—

Комбинат, фабрика	Измельчаемая руда			Стадия измельчения	Типоразмер мельниц, скорость вращения	Измельчающие тела, заполнение	Тип
	Крепость по М. М. Протодьяконову	Абразивность	Крупность				Наименование профиля
Норильский горнометаллургический	16—18	—	0.2—0 *мм*	II	МШЦ-3200×3800; 19,8 *об/мин*	Шары 40 *мм*; $\varphi = 40\%$	«Норильск-IV»
Алмалыкская гипповая	10—16	—	20% класса +22 *мм*	I	МШР-3200×3100; МШР-3200×3800; 18 *об/мин*. Средние данные	Шары 125—100 *мм*; 48—50 *т*	Крюкова
							Волновой
							Утолщенный волновой
			50% класса —0,074 *мм*	II	МШР-3200×3100; МШР-3200×3800; 18 *об/мин*	Шары 60—80 *мм*; 45—50 *т*	Волновой
Каджаранская	—	—	13% класса +12 *мм*	I	МШР-3200×3800; 19,8 *об/мин*	Шары 80 *мм*; 40—45%	Крюкова вариант I
							Каскадный

Продолжение табл. 192

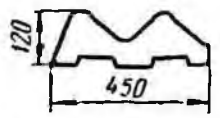
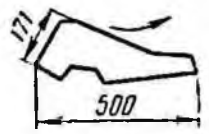
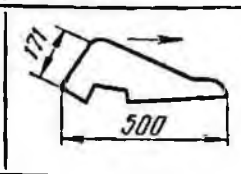
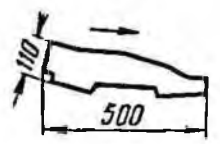
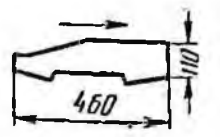
Футеровки: Эскиз профиля	Материал	Вес комплекта футеровки барабана, т	Средние производственные данные: Количество данных	Календарный срок службы, ч: средний	максимальный	Обработка руды на 1 комплекте футеровки, тыс. т	Данные испытаний: Удельный расход футеровки барабана, г/т	Удельный расход мелющих тел, кг/т	Производительность мельницы, т/ч: по руде	по классу −0,074 мм	Удельный расход электроэнергии, квт·ч/т
	110Г13Л	23,2	Проработала 17 300 ч, продолжает эксплуатироваться								
	110Г13Л	15,75	2	4116	4320	175	90	Общий 2,2	—	—	—
	110Г13Л	21,74	18	4950	6624	234	93		—	—	—
	110Г13Л	29,69	8	5400	7008	275	108	Общий 2,2	—	—	—
	110Г13Л	21,64	9	6364	7871	—	—		—	—	—
	110Г13Л	25,35	9	3550	4625	290	103		—	—	—
	110Г13Л	25,02	15	4233	5150	410	62,5		—	—	—

Комбинат, фабрика	Измельчаемая руда			Стадия измельчения	Типоразмер мельниц, скорость вращения	Измельчающие тела, заполнение	Тип
	Крепость по М. М. Протодьяконову	Абразивность	Крупность				Наименование профиля
Каджаранская	—	—	13% класса +12 мм	I	МШР-3200×3800; 19,8 об/мин	Шары 80 мм; 40—45%	Волновой
			11% класса +0,1 мм	II	МШР-3200×3800; 19,8 об/мин	Шары 80 мм; 40—45%	Волновой
							Каскадный
							Крюкова вариант I
Джезказганская № 1	14—18	SiO_2 60—70% Al_2O_3 10—12%	20—0 мм	I	МШР-3200×3100; 18 об/мин	Шары 125—100 мм; 45%	Крюкова вариант I
							Волновой
Ингулецкий горнообогатительный	14—18	—	13% класса +12 мм	I	МШР-3600×4000; 18 об/мин	Шары 100—125 мм; 45—50%	Каскадный

футеровки		Материал	Вес комплекта футеровки барабана, т	Средние производственные данные				Данные испытаний				
Эскиз профиля				Количество данных	Календарный срок службы, ч		Обработка руды на 1 комплекте футеровки, тыс. т	Удельный расход футеровки барабана, г/т	Удельный расход мелющих тел, кг/т	Производительность мельницы, т/ч		Удельный расход электроэнергии, квт·ч/т
					средний	максимальный				по руде	по классу −0,074 мм	
		110Г13Л	27,84	14	5450	6468	566	49,3	Общий 1,0	—	—	—
		110Г13Л	27,84	5	5136	6070	—	—		—	—	—
		110Г13Л	25,02	5	5677	6386	—	—		—	—	—
		110Г13Л	25,35	8	5812	7281	—	—		—	—	—
		110Г13Л	20,7	—	4076	—	196,5	118	2,02	—	—	—
		110Г13Л	21,738	—	4700	—	270	80,5		—	—	—
		1.0Г13Л	29,74		2920	2920	—	—	—	121	—	—

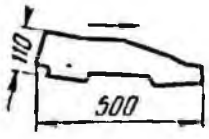
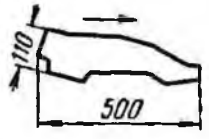
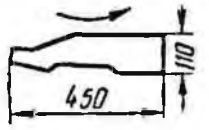
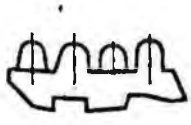
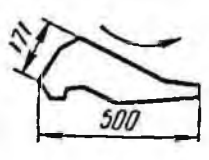
Комбинат, фабрика	Измельчаемая руда: Прочность по М. М. Протодьяконову	Измельчаемая руда: Абразивность	Измельчаемая руда: Крупность	Стадия измельчения	Типоразмер мельниц, скорость вращения	Измельчающие тела, заполнение	Тип: Наименование профиля
Нигулецкий горнообогатительный	14—18	—	13% класса +20 мм	I	МШР-3600×4000; 18 об/мин	Шары 100—125 мм; 45—50%	Двухугловой
							Крюкова утолщенный
							Волновой
							«Норильск III»
Алмалыкская медная	12—14	SiO_2 65%; Al_2O_3 10%	10% класса +25 мм	I	МШР-3600×4000; 18 об/мин	Шары 125—100 мм; 76—78 т	Крюкова утолщенный
							Каскадный
							Каскадный обратного вращения

Продолжение табл. 192

Эскиз профиля футеровки	Материал	Вес комплекта футеровки барабана, т	Средние производственные данные: Количество данных	Средние производственные данные: Календарный срок службы, ч: средний	Средние производственные данные: Календарный срок службы, ч: максимальный	Средние производственные данные: Обработка руды на 1 комплект футеровки, тыс. т	Данные испытаний: Удельный расход футеровки барабана, г/т	Данные испытаний: Удельный расход мелющих тел, кг/т	Данные испытаний: Производительность мельницы, т/ч: по руде	Данные испытаний: Производительность мельницы, т/ч: по классу −0,074 мм	Данные испытаний: Удельный расход электроэнергии, квт·ч/т
	110Г13Л	—	Данные испытаний 1965—1968 гг.	2920	2920	—	—	—	117	—	—
	110Г13Л	33		4020	4380	—	—	—	113	25,6	9,5 ÷ 10,6
	110Г13Л	—		4080	4380	—	—	—	112	25,9	9,85
	110Г13Л	—		4565	5850	—	—	—	108	28,5	8,82
	110Г13Л	33	8	3678	4344	393,53	84		—	—	—
	110Г13Л	29,74	4	4243	5640	485,5	61,3	Общий 1,78	—	—	—
	110Г13Л	29,74	12	4320	5328	485	61,3		—	—	—

Комбинат, фабрика	Измельчаемая руда			Стадия измельчения	Типоразмер мельниц, скорость вращения	Измельчающие тела, заполнение	Тип
	Крепость по М. М. Протодьяконову	Абразивность	Крупность				Наименование профиля
Алмалыкская медная	12—14	SiO_2 65%; Al_2O_3 10%	10% класса +25 мм	I	МШР-3600×5000; 18 об/мин	Шары 125—100 мм; 96—98 т	Каскадный
							Каскадный обратного вращения
				II	МШР-3600×5000; 18 об/мин	Шары 60—80 мм; 76 т	Каскадный
							Каскадный обратного вращения
							Шарошиповой
							Крюкова

Продолжение табл. 192

Футеровки: Эскиз профиля	Материал	Вес комплекта футеровки барабана, т	Средние производственные данные: Количество данных	Календарный срок службы, ч: средний	максимальный	Обработка руды на 1 комплекте футеровки, тыс. т	Данные испытаний: Удельный расход футеровки барабана, г/т	Удельный расход мелющих тел, кг/т	Производительность мельницы, т/ч: по руде	по классу −0,074 мм	Удельный расход электроэнергии, кВт/ч
	110Г13Л	37,18	7	2235	2616	276,6	134		—	—	—
	110Г13Л	37,18	3	3803	4056	491,9	75,5		—	—	—
	110Г13Л	37,78	4	5652	6952	—	—	Общий 1,78	—	—	—
	110Г13Л	37.78	2	6028	6731	—	—		—	—	—
	110Г13Л	—	2	7236	7281	—	—		—	—	
	110Г13Л	33	3	7920	9408	—	—		—	—	—

Комбинат, фабрика	Измельчаемая руда			Стадия измельчения	Типоразмер мельниц, скорость вращения	Измельчающие тела, заполнение	Тип	
	Крепость по М. М. Протодьяконову	Абразивность	Крупность				Наименование профиля	
Ковдорский	9—10	SiO_2 4—9% Al_2O_3 15%	8% класса +25 *мм*	I	МШР-3600×4000; 18 *об/мин*	Шары 100—80 *мм*; 45—47%	Каскадный	Горбатый

На мельницах II стадии Норильской фабрики футеровка «Скега» прослужила более двух лет.

Футеровки торцовых крышек и решеток. Наиболее экономичными являются конструкции футеровок торцов и решеток, срок службы которых равен или кратен сроку службы футеровки барабана. В этом случае перефутеровка всей мельницы производится одновременно, сокращаются трудовые затраты и простои.

Для увеличения срока службы футеровки загрузочного торца сечение плит корректируют в соответствии с фактическим износом, увеличивая толщину наиболее изнашиваемой части за счет менее изнашиваемой. Кроме того, по краям футеровки предусматриваются два радиальных ребра вместо одного (рис. 281).

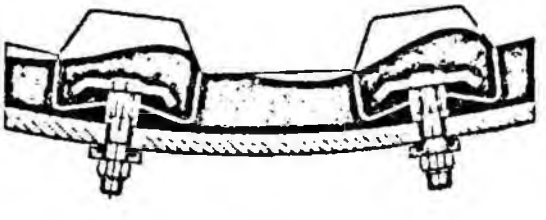


Рис. 280. Резиновая футеровка «Скега»

Выступающие клинья **решеток** обычных конструкций под ударами шаров расшатываются и быстро выходят из строя. Для ликвидации этого дефекта на Алмалыкской медной фабрике применяют клинья, высота которых равна толщине решетки (клин заподлицо с решеткой), при этом на сегментах решеток выполнены радиальные ребра (рис. 282).

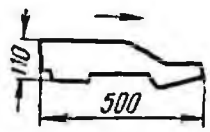
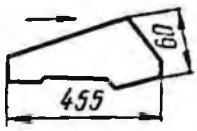
Ребра на футеровках торцов и решетке, отбивая шары, предохраняют их от износа. При изменениях конструкции решетки проходное сечение ее отверстий не должно существенно уменьшаться.

Футеровка мельниц самоизмельчения. Для барабанов мельниц самоизмельчения обычно применяется футеровка типа «высокие лифтеры и плиты». Такая футеровка на мельнице МБ-70-22 проработала 2030 ч, после чего потребовалась замена изношенных лифтеров, решетки и элеваторов.

На такой же мельнице (другой обогатительной фабрики), работающей с добавкой шаров диаметром 100 *мм*, была применена футеровка барабана с профилем, соответствующим профилю «Норильск-III», которая проработала 3600 ч, тогда как футеровки других типов служили 2200 ч.

Износ футеровки. Обычно футеровка изнашивается неравномерно во времени. Для плит из марганцовистой

Продолжение табл. 192

Футеровки: Эскиз профиля	Материал	Вес комплекта футеровки барабана, т	Средние производственные данные: Количество данных	Календарный срок службы, ч: средний	максимальный	Обработка руды на 1 комплекте футеровки, тыс. т	Данные испытаний: Удельный расход футеровки барабана, г/т	Удельный расход мелющих тел, кг/т	Производительность мельницы, т/ч: по руде	по классу −0,074 мм	Удельный расход электроэнергии, квт·ч/т
	110Г13Л	29,74	6	4356	4517	424,6	70	1,15	—	1	—
	110Г13Л	34,5	4	7908	8041	761,2	45,8	1,08	—	—	—

стали 110Г13Л скорость износа составляет несколько десятых долей миллиметра в сутки. По мере уменьшения толщины футеровочных плит рабочий диаметр мельницы и объем заметно увеличиваются и (при догрузке необходимого количества шаров) производительность мельницы повышается.

Практические данные о расходе футеровочной стали приведены в табл. 193. Основную статью расхода составляет футеровка цилиндрической части, но некоторая часть его приходится на футеровку торцовых крышек.

Технические условия. По техническим условиям ГОСТ 7523—55 и ГОСТ 2176—67 для футеровочных плит всех размеров допускается отклонение по толщине в пределах ±2 *мм*; тот же допуск предусмотрен для диаметра болтовых отверстий и для возможного смещения их центров. Футеровочные плиты должны быть отлиты из марганцовистой стали марки 110Г13Л; твердость плит должна находиться в пределах 170—230 H_B (по Бринелю). Технические условия ГОСТа предусматривают правку плит лишь в холодном состоянии (после термообработки).

При приемке броневых плит они подвергаются наружному осмотру (без применения увеличительных стекол), обмеру, испытанию на твердость и проверке

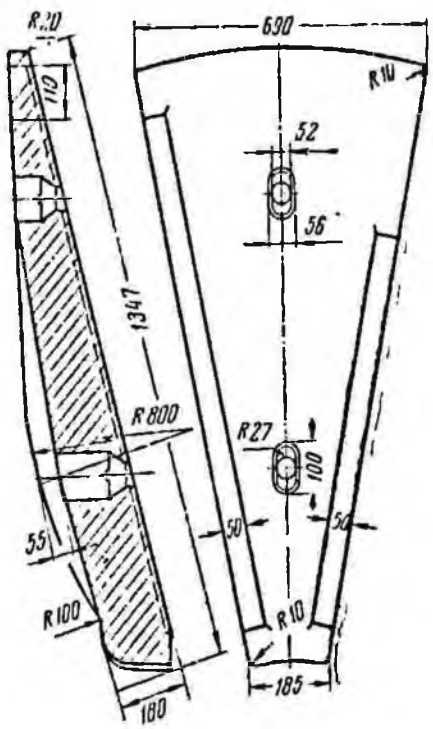


Рис. 281. Броня загрузочного торца

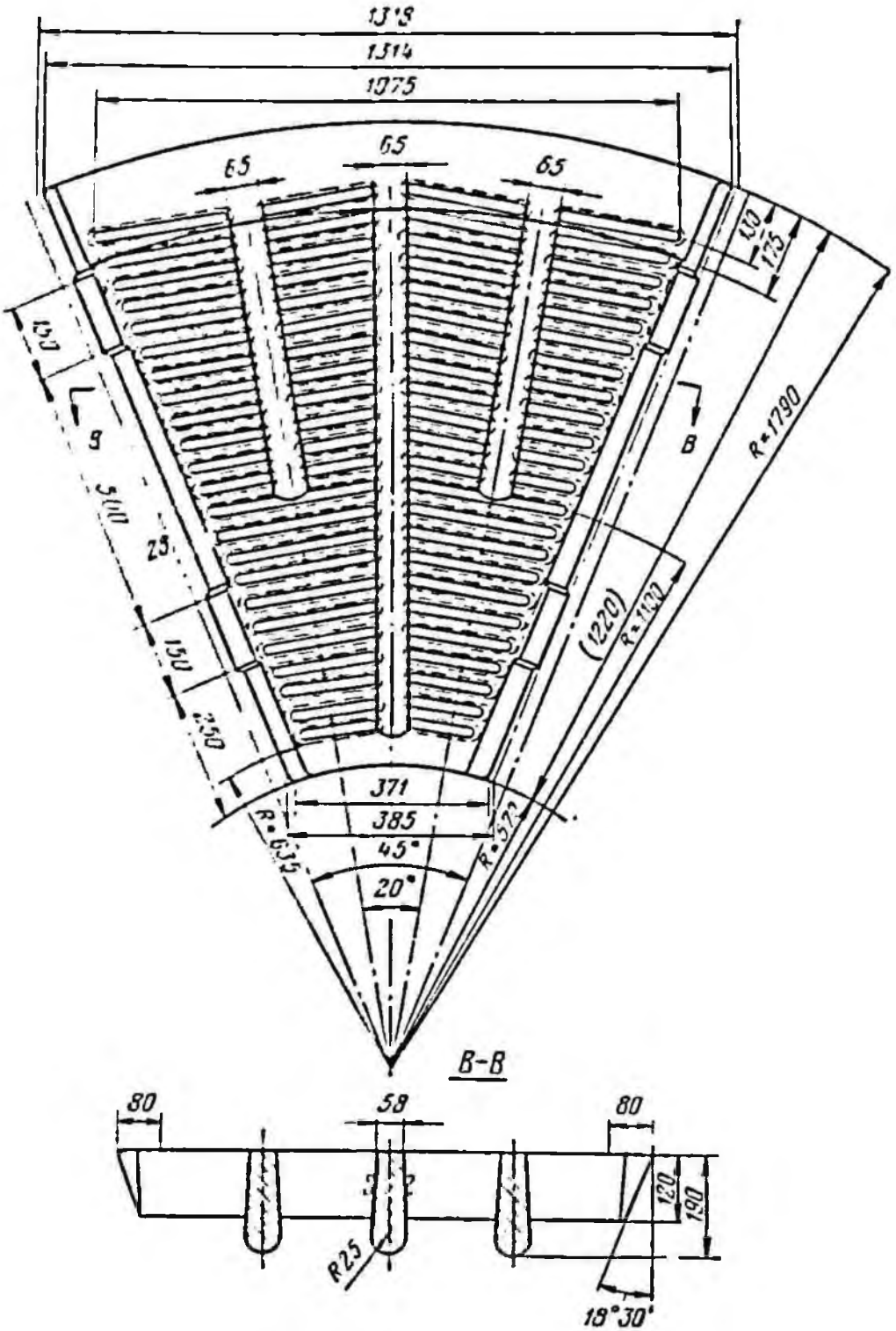


Рис. 282. Сегмент решетки, усиленный ребрами

Таблица 193

Расход футеровочной стали, *кг/т*

Отрасль, фабрика или комбинат	Всего	В том числе на измельчение
Свинцово-цинковая (в среднем)	0,19	—
в том числе:		
Лениногорская	0,3	0,225
Зыряновская	0,13	—
Алмалыкская	0,18	—
Сихотэ-Алиньская	0,29	—
Золотушинская	0,2	—
Миргалимсайская	0,038	—
Кентауская	0,041	—
Медная (в среднем)	0,150	—
в том числе:		
Балхашская	0,100	0,097
Джезказганская	0,270	—
Кировградская	0,056	0,037
Красноуральская	0,20	—
Сибайская	0,36	—
СУМЗ	0,28	0,250
Вольфрамо-молибденовая		
Каджаранская	0,136	—
Сорская	0,140	—
Тырныаузская	0,145	—
Джидинская	0,180	0,148
Никель-кобальтовая		
Норильская	0,170	0,148
Североникель	0,130	0,100
Железорудная		
ИнГОК	0,221	0,138
ЮГОК	0,275	0,192
НКГОК	0,223	0,140
ЦГОК	0,120	0,077
СевГОК	0,250	0,166

химического состава металла. Осмотру и обмеру подвергается каждая плита в отдельности, а испытанию на твердость — не менее 5% плит данной партии.

Материалы для изготовления футеровок мельниц. Плиты, изготовляемые из стали 110Г13Л, хорошо выдерживают ударные нагрузки и изнашиваются, не разрушаясь, до минимальной толщины, но они плохо работают на абразивный износ, так как, не получая в мельнице достаточного наклепа, имеют низкую твердость рабочей поверхности. Для изготовления футеровок шаровых мельниц, работающих с шарами диаметром не более 80 *мм*, на отечественных предприятиях нашли применение также стали 80ГСЛ, 100Х2Г, 100СГ и чугун ИЧХ12Г5 (300Х 12Г5). Эти же материалы для футеровок мельниц I стадии измельчения, работающих с шарами диаметром 100—125 *мм*, не дали положительных результатов, так как после некоторого износа плиты раскалывались шарами.

Футеровки мельниц, работающих с шарами диаметром более 80 *мм*, должны изготовляться из материалов, имеющих достаточно высокую ударную вязкость, обеспечивающую их конструктивную прочность. За рубежом футеровки мельниц изготовляются преимущественно из чугуна «нихард», но марганцовистая сталь продолжает применяться в крупных мельницах, загружаемых шарами больших размеров. Распространены футеровки, в которых лифтеры изготовляются из марганцовистой стали, а плиты из «нихарда».

Испытания, проведенные на стержневых мельницах 3200 × 4500 *мм* (диаметр стержней 100—110 *мм*) и шаровых мельницах 3600 × 5000 *мм* (диаметр шаров 40—80 *мм*) Соколовско-Сарбайского ГОКа, показали, что футеровки волнового профиля из чугунов ИЧХ12Г5 и ВУ-4 служат в 2—3 раза дольше, чем из стали 110Г13Л. Лифтеры мельниц самоизмельчения Ингулецкого ГОКа, из чугуна ВУ-4 также имели в 2—3 раза больший срок службы, чем лифтеры из стали 110Г13Л.

Для мельниц, работающих с шарами диаметром не более 80 *мм*, перспективными являются, как указывалось, футеровки из специальной износостойкой резины.

Футеровки из сталей и чугунов с пониженной ударной вязкостью должны иметь большую толщину и сплошной (без резких выступов и углублений) профиль. Большое значение имеет угол встречи падающих шаров с поверхностью футеровки: для стали 110Г13Л и резины благоприятно нормальное падение шаров, для хрупких сталей и чугунов — под углом или касательное.

§ 100. Измельчающая среда

В качестве измельчаемой среды для барабанных мельниц обычно применяют шары или стержни. Шары и стержни характеризуются износоустойчивостью, плотностью и формой.

Наименее долговечны чугунные шары; большей стойкостью на истирание отличаются стальные литые шары, еще более высокими по качеству являются стальные кованые шары (в особенности из легированных сталей).

ГОСТ 7524—54 на стальные шары предусматривает следующий ряд диаметров: 15, 20, 25 *мм* (с допускаемым отклонением ±1 *мм*); 30, 40 *мм* (с допускаемым отклонением +3 и —1 *мм*); 50, 60, 70 и 80 *мм* (с допускаемым отклонением +4 и —2 *мм*); 90, 100, 110 *мм* (с допускаемым отклонением +5 и —3 *мм*) и 125 *мм* (с допускаемым отклонением ±5 *мм*). Согласно ГОСТу шары должны быть изготовлены из углеродистой и термически обработанной стали и иметь твердость после термообработки не ниже 400 H_B (по Бринелю) для шаров диаметром 15—80 *мм*, не менее 350 H_B для шаров диаметром 90—110 *мм* и не менее 300 H_B для шаров диаметром 120—125 *мм*.

Поступающие на фабрику шары и стержни принимаются после их проверки на твердость (по Бринелю) и износоустойчивость, которую определяют в лабораторных мельницах; после определенного периода работы допускается строго фиксированная потеря веса мелющих тел.

Изношенные мелкие шары неправильной формы (овальные, чечевицеобразные или многогранные), а также осколки битых шаров являются скрапом, значительно менее эффективным по своему размалывающему действию, чем шары правильной формы. Поэтому проверка гранулометрического состава и формы измельчающих тел (пересортировка) должна производиться регулярно; скрап должен отсортировываться и удаляться из мельницы не реже чем через каждые 2—3 месяца. Загрузку необходимо пополнять шарами и стержнями правильной формы.

Под термином шаровая (или стержневая) «загрузка» понимается общий вес шаров (или стержней), находящихся в данный момент в мельнице, а под термином «догрузка» — регулярная добавка шаров (или стержней) в мельницу для компенсации убыли их веса в результате износа. Общий вес шаровой (стержневой) загрузки G мельницы при пуске ее в эксплуатацию вычисляется по рабочему объему барабана V ($м^3$), заполнению φ (%) и объемному весу шаров (стержней) в насыпке γ ($т/м^3$) по формулам (332) и (334).

Рабочий объем барабана мельницы V — переменная величина, зависящая от степени износа футеровки. Поэтому для уточнения объема барабана внутренний диаметр его должен быть замерен при каждой пересортировке шаров.

Быстрое определение заполнения φ производится следующим образом (рис. 283). Диаметр $D = 2R$ замеряют шаблоном, состоящим из двух раздвижных реек с делениями. Затем поверхность шаров (CBE) разравнивают и измеряют расстояние AB от вершины A барабана до точки B, лежащей посредине хорды CE. Если расстояние по вертикали AB равно a (*мм*), то, вычитая из него радиус R, находят высоту b, — расстояние поверхности шаров от центра

$$b = a - R = a - \frac{D}{2}. \qquad (467)$$

По найденной величине b заполнение мельницы шарами может быть определено по приближенной формуле Бонда

$$\varphi \approx 50 - 127\,\frac{b}{D},\ \%. \qquad (468)$$

Насыпной вес шаров $\gamma_ш$ должен быть определен на фабрике перед загрузкой их в мельницу (см. табл. 160).

Рабочий объем в процессе работы мельницы увеличивается весьма значительно (на 10—15%). По мере износа футеровки мельница должна соответственно догружаться шарами (стержнями) до полной нормы, иначе мельница будет недоиспользоваться по производительности. Для каждого рабочего объема мельницы на фабрике должны быть составлены таблицы шаровых (стержневых) загрузок.

Обычно для шаров принимают заполнение $\varphi = 45$—48%, а для стержней $\sim 35\%$.

Удельный расход шаровой стали на 1 $т$ перерабатываемой руды устанавливают практически на основе наблюдений или специальных испытаний. По этим данным количество единовременно догружаемых шаров определяют расчетом: по производительности мельницы и продолжительности ее работы.

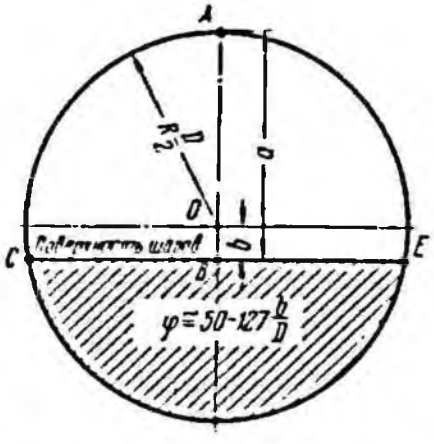


Рис. 283. Определение заполнения мельницы шарами

На практике применяют два способа догрузки шаров:

р е г у л я р н а я догрузка — только одноразмерными и притом наиболее крупными шарами;

р а ц и о н н а я догрузка, при которой в мельницу одновременно догружают шары разных размеров в определенном соотношении.

Гранулометрический состав находящихся в мельнице шаров по истечении некоторого периода стабилизируется. Характеристика шаровой смеси при установившемся режиме зависит от способа догрузки (см. § 81).

На современных обогатительных фабриках операции доставки мелющих тел механизированы.

Для примера на рис. 284 приведена проектная схема доставки шаров на Джезказганской фабрике.

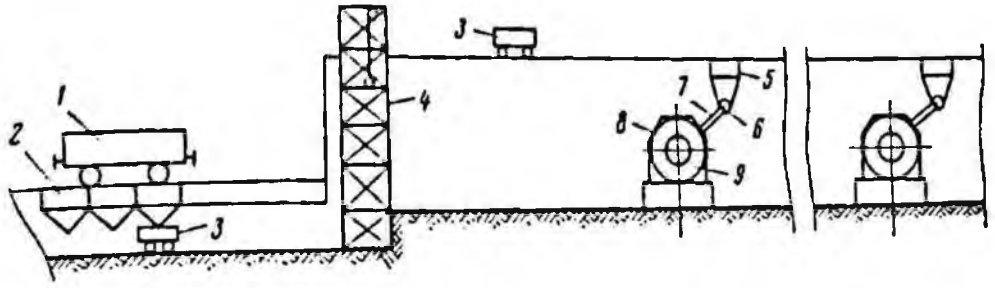


Рис. 284. Схема механизированной доставки шаров к мельницам:
1 — вагон; *2* — приемный бункер; *3* — вагонетка; *4* — подъемник; *5* — расходный бункер; *6* — шаропитатель; *7* — желоб; *8* — комбинированный питатель мельницы; *9* — мельница

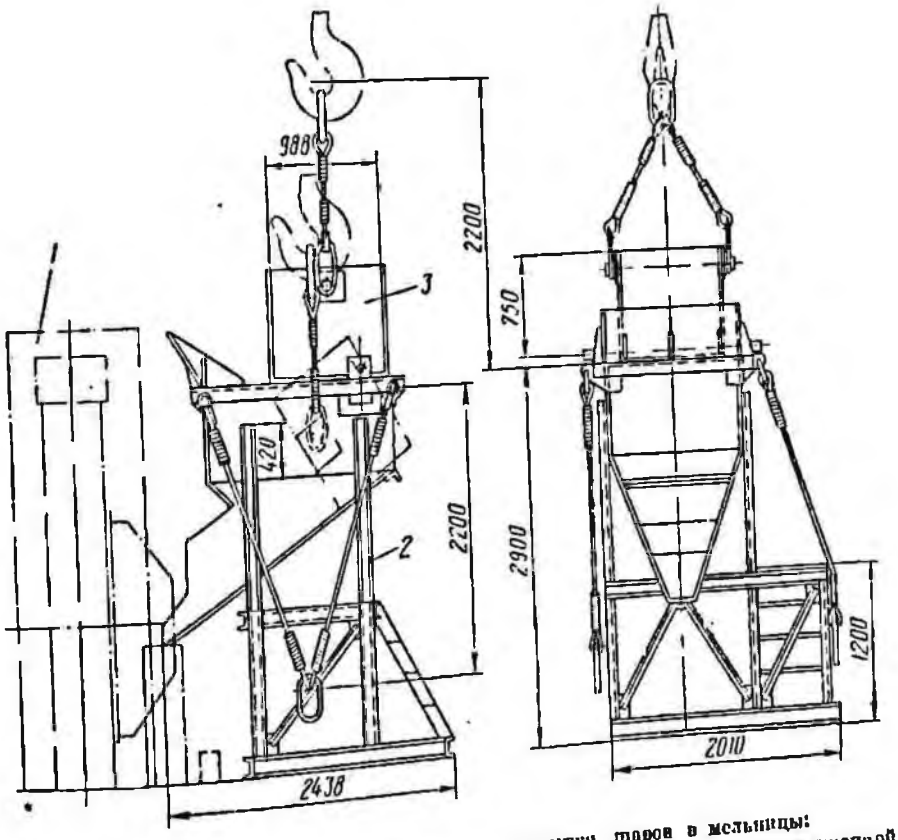


Рис. 285. Переносная установка для догрузки шаров в мельницы:
1 — мельница; *2* — рама с воронкой; *3* — контейнер с эксцентрично расположенной осью

В целях механизации погрузочно-разгрузочных операций на некоторых фабриках применяют вагонетки с электротягачами, а также переносимые краном или электроталью на монорельсе контейнеры.

Институтом Механобр разработан проект механизации шарового и стержневого хозяйства обогатительных фабрик, за основу которого принята система догрузки шаров на Балхашской фабрике, где доставка шаров производится контейнерами (рис. 285).

Шары и стержни доставляются на монтажную площадку пролета измельчения железнодорожными платформами, разгружаемыми электромагнитным краном. Тем же краном шары загружаются в бункера для хранения шаров, а стержни укладываются на отведенную для них площадку. Запас шаров и стержней создается из расчета 10—30-дневного запаса. Организация хозяйства дробящих тел представлена на рис. 286.

Догрузка шаров ведется без остановки мельниц с помощью контейнеров и переносной или постоянной воронки (см. рис. 285). Контейнеры переносятся к мельнице краном.

Отработавшие в мельнице и выгруженные из нее шары сортируются на специальной установке — скрапоотделителе, где выделяется до 95% скрапа.

Стержни загружаются в остановленную мельницу переносной стержневой установкой с электрическим или пневматическим приводом. С мест хранения они подаются на установку краном по 5—6 шт. одновременно.

Все шаро-стержневое хозяйство обслуживается двумя-тремя рабочими, один из которых — крановщик.

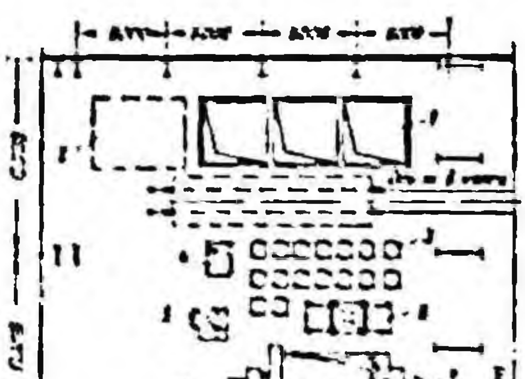


Рис. 286. [illegible]

§ 101. Основные способы регулирования работы мельниц

Постоянство крупности питания мельниц обеспечивает устойчивость принятого режима измельчения и исключает необходимость частой перерегулировки аппаратуры.

Внезапное изменение крупности дробленой руды обусловлено большей частью расслоением (сегрегацией) ее, в результате чего она разделяется внутри бункера на крупную и мелкую фракции. Одна фракция разгружается через центральную часть бункера, а другая — со стороны стенок. Для устранения сегрегации на некоторых фабриках применяют электровибраторы, простукивающие стенки бункера, в результате чего руда перемещается внутри бункера равномерным потоком, без зависания. Применяются вибраторы электромеханического типа, представляющие собой электродвигатели малой мощности (0,4—0,5 квт) со шкивами, несущими эксцентричные грузы.

Помимо электромеханических (дебалансных) применяются электромагнитные вибраторы. В отличие от первых электромагнитный вибратор создает пульсирующую силу направленного действия[1].

Контроль за количеством руды, поступающей в мельницу в единицу времени, осуществляется несколькими способами. Простейшим является градуировка питателя на весовую производительность с помощью контрольных весов.

При отсутствии контрольных весов производительность Q (т/ч) питателя, подающего руду в мельницу, определяется по скорости движения ленты v [illegible]

[1] [illegible]

и погонному весу находящейся на ней руды q (*кг/м*) по формуле

$$Q = 3{,}6qv, \ т/ч. \qquad (469)$$

На современных фабриках количество переработанной руды устанавливается по показаниям автоматических конвейерных весов, принцип действия которых основан на том, что они одновременно учитывают как погонный вес материала q, так и скорость движения ленты v.

Работа конвейерных весов систематически контролируется, они подвергаются регулировке и регулярной проверке. Результаты проверки заносятся весовым мастером в специальный журнал, на основе которого производится затем корректировка количества переработанной мельницей руды.

При мокром измельчении все продукты, кроме исходной руды, представляют собой пульпу.

Относительное содержание в пульпе твердой и жидкой фаз может быть выражено:

влажностью W (%) данного продукта (пульпы) — содержанием в нем воды (отношением веса воды к весу всей пульпы);

содержанием твердого T (%) (или весовой концентрацией твердой фазы), равным отношению веса твердой фазы к весу всей пульпы; величины T и W связаны соотношением

$$T = 100 - W, \ \%; \qquad (470)$$

соотношением содержания твердого к содержанию воды, сокращенно обозначаемым $T : Ж$;

обратным соотношением $Ж : T$, характеризующим степень разжижения пульпы;

объемным весом пульпы — весом единицы ее объема p, *кг/л*.

Для точного определения показателя T прибегают к полному выпариванию влаги из пробы данного продукта (в лаборатории). Приближенное, но быстрое определение производят мерной кружкой, имеющей строго определенный объем, например 1 *л*. При этом способе необходимо знать массу единицы объема руды в массиве δ (плотность). После определения веса содержимого мерной кружки p содержание твердого T определяют по формуле

$$T = 100\,\frac{p-1}{p}\cdot\frac{\delta}{\delta-1}, \ \%. \qquad (471)$$

Если процентное содержание твердого в пульпе T известно, то вес 1 *л* пульпы p может быть вычислен по формуле

$$p = \frac{1}{1-\frac{T}{100}\cdot\frac{\delta-1}{\delta}}, \ кг. \qquad (472)$$

На рис. 287 показана схема распределения продуктов в цикле измельчения.

Если из классификатора выдано G_c ($т/ч$) слива с содержанием твердого T_c (%), то твердая часть слива имеет вес

$$Q_c = \frac{T_c}{100}\,G_c \ т.$$

При установившемся режиме это количество должно равняться часовой подаче сухой руды Q в мельницу

$$Q = Q_c = \frac{T_c}{100}\,G_c. \qquad (473)$$

Измеренная по показаниям водомера общая часовая подача воды в агрегат мельница — классификатор равна сумме $(B_м + B_к)$, $м^3/ч$ или $т/ч$. При установившемся режиме такое же количество воды удаляется из агрегата со сливом, в котором содержится

$$\frac{100-T_c}{100}\,G_c, \ т/ч$$

воды. Баланс воды по всему агрегату равен

$$(B_м + B_к) = \frac{100-T_c}{100}\,G_c, \qquad (474)$$

откуда

$$(B_м + B_к) = \frac{100-T_c}{T_c}\,Q. \qquad (475)$$

Если же необходимо учитывать влагу, содержащуюся в руде, то следует пользоваться более общей формулой

$$(B_м + B_к) = \left(\frac{100-T_c}{T_c} - \frac{W}{100-W_0}\right) Q, \qquad (476)$$

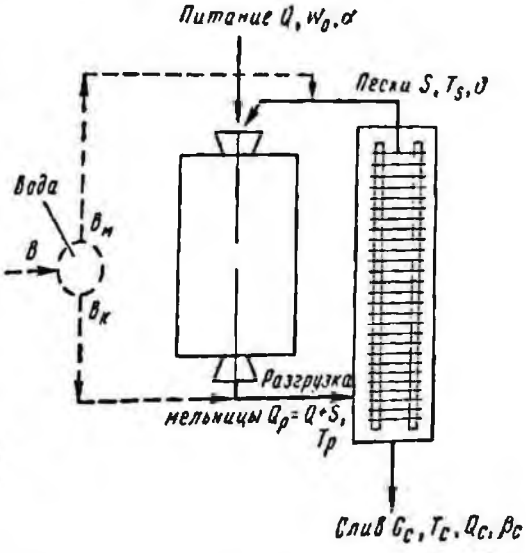


Рис. 287. Схема распределения продуктов в цикле измельчения

где W_0 — содержание влаги в исходной руде, %.

Уравнение (474) соответствует балансу воды по агрегату в целом. Согласно схеме рис. 287 для самой мельницы уравнение баланса воды имеет следующий вид:

$$\frac{W_0}{100-W_0}Q+\frac{100-T_s}{T_s}S+B_м=\frac{100-T_р}{T_р}(Q+S), \qquad (477)$$

где W_0 — содержание влаги в исходной руде, %;

S — часовое количество песков;

T_s и $T_р$ — содержание твердого соответственно в песках и разгрузке мельницы, %;

$B_м$ — количество воды, подаваемой в мельницу, $м^3/ч$.

На действующих фабриках содержание твердого в разгрузке мельницы $T_р$ колеблется от 65 до 85%. Верхний предел ограничен тем, что дальнейшее чрезмерное сгущение пульпы приводит к нежелательному выносу из мельницы мелких шаров и скрапа.

Оптимальное содержание твердого выбирают в зависимости от свойств руды и необходимой крупности готового продукта.

Быстрое определение содержания твердого в пульпе производится взвешиванием пробы, отобранной мерной кружкой [см. формулу (471)].

Плотность разгрузки мельницы может быть с достаточной точностью определена гамма-плотномером, принцип действия которого основан на ослаблении интенсивности пучка гамма-лучей при прохождении его через пульпу.

Для руд с малой плотностью содержание твердого в песках классификатора колеблется от 70 до 84%. В I стадии измельчения наиболее часто для этих руд выдерживается $T_s \approx 80\%$ (что соответствует 20% влажности), во II стадии — около 70%. Для тяжелых руд (например, для железных руд фабрик ЮГОК) содержание твердого в песках I стадии повышается до $T_s = 85 \div 86\%$.

Циркулирующую нагрузку агрегата C (%) можно вычислить, располагая анализами на влажность четырех продуктов — исходной руды W_0, разгрузки мельницы $W_р$, песков W_s и слива $W_с$.

Более точным является баланс по расчетному мелкому классу. Если обозначить его процентное содержание в разгрузке мельницы через α, в сливе классификатора — $\beta_с$ и в песках — ϑ, то выход слива будет

$$\gamma=\frac{\alpha-\vartheta}{\beta_с-\vartheta}.$$

Циркулирующая нагрузка как отношение выхода песков $1-\gamma$ к выходу слива γ составит

$$C=100\frac{1-\gamma}{\gamma}=100\frac{\beta_с-\alpha}{\alpha-\vartheta}, \%. \qquad (478)$$

Например, при содержании класса —0,074 мм в разгрузке мельницы $\alpha = 25\%$, в сливе классификатора $\beta_с = 53\%$ и в песках $\vartheta = 11\%$ циркулирующая нагрузка составит

$$C=100\frac{\beta_с-\alpha}{\alpha-\vartheta}=100\frac{53-25}{25-11}=200\%.$$

Для управления агрегатом мельница — классификатор имеет важное значение зависимость между содержанием твердого в сливе классификатора $T_с$ и содержанием в нем характерного мелкого класса. На диаграмме, где по оси абсцисс отложено содержание твердого $T_с$, а по оси ординат — содержание класса —0,074 мм β_{74}, экспериментальные точки в большинстве случаев группируются вблизи некоторой прямой линии (рис. 288).

Для линейной зависимости в общем случае действительна формула [97]

$$\beta_{74}=A-mT-KQ, \qquad (479)$$

где A, m и K — коэффициенты, определяемые опытным путем. Обычно коэффициент $A = 100 \pm 20$.

Прямые, изображенные на рис. 288, относятся к средней производительности и средним по крупности и твердости рудам данных фабрик, но не учитывают колебания гранулометрического состава и твердости дробленой руды. При изменении крупности или твердости питания мельницы для получения слива заданного качества при данной производительности содержание твердого в сливе должно быть изменено, так как в этих случаях прямая $\beta_{74} = f(T_с)$ должна изменить свое положение на диаграмме. Если условия измельчения облегчились, то слив с заданным β_{74} можно получить при большем содержании твердого $T_с$ и, наоборот, при ухудшении условий измельчения потребуется более разжиженный слив с меньшим $T_с$ [97]. Влияние производительности отражает последний член в формуле (479).

Расход воды $B_к$, подаваемой в классификатор по желобу, соединяющему разгрузочную цапфу мельницы с корытом классификатора, подбирают в зависимости от требующегося содержания твердого в сливе классификатора с учетом влажности разгрузки мельницы и песков.

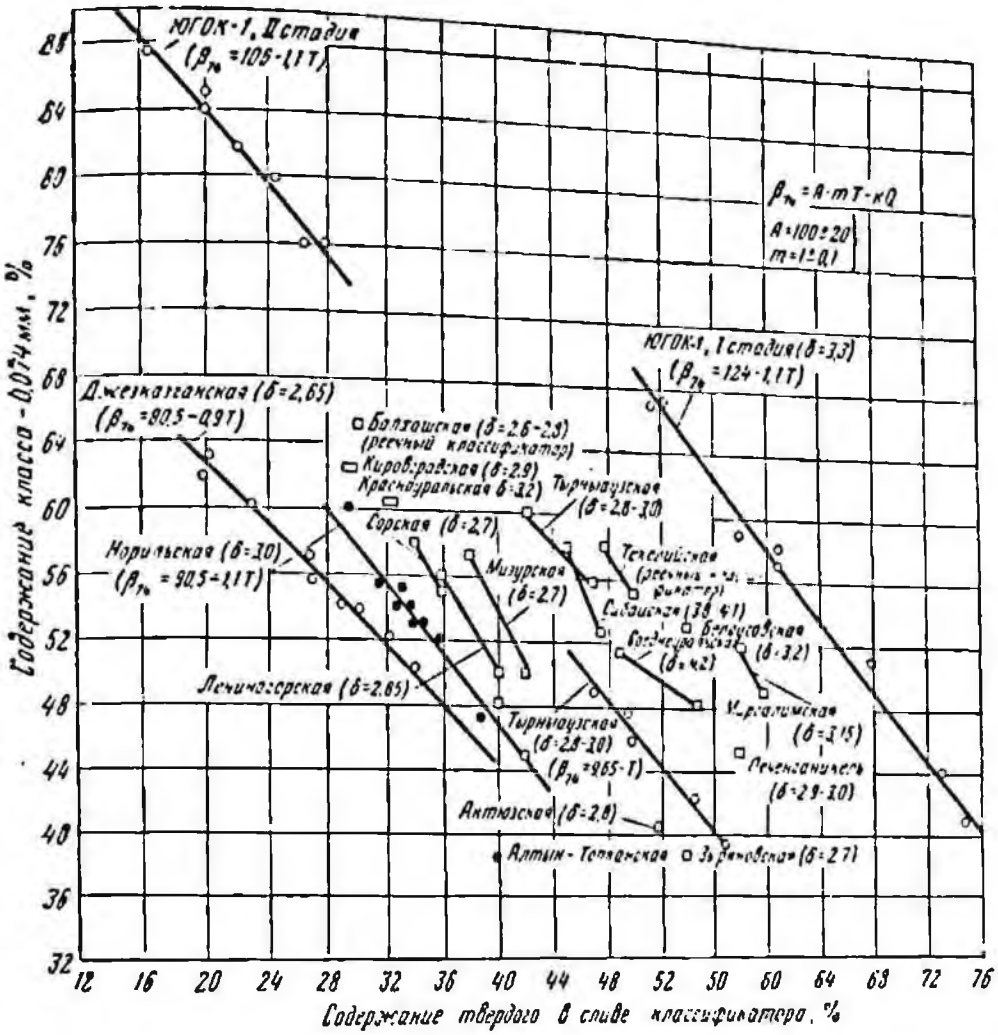


Рис. 288. Зависимость между содержанием твердого в сливе классификатора и содержанием в нем класса — 0,074 мм (точками показаны результаты замеров)

Для подсчета количества воды ($B_к$) может быть использовано уравнение баланса воды в классификаторе (см. рис. 284), из которого следует, что

$$B_к = \frac{100 - T_s}{T_s} S + \frac{100 - T_c}{T_c} Q - \frac{100 - T_p}{T_p} (Q + S). \qquad (480)$$

При изменении производительности Q ($т/ч$) и расхода воды $B_к$ ($м^3/ч$), подаваемой в классификатор, изменяется и объем слива, выдаваемого в единицу времени. Часовой объем слива V_c слагается из объема измельченной руды $\frac{Q}{\delta}$ и всей поданной в агрегат свежей воды $B_м + B_к$

$$V_c = \frac{Q}{\delta} + (B_м + B_к), \ м^3/ч. \qquad (481)$$

Например, при $Q = 42$ $т/ч$, $\delta = 2{,}9$ $т/м^3$, $B_м = 11$ $м^3/ч$ и $B_к = 74$ $м^3/ч$ часовой объем слива по формуле (481) будет

$$V_c = \frac{42}{2{,}9} + (11 + 74) = 93{,}5 \ м^3/ч.$$

Для регулярного наблюдения за расходом воды целесообразно устанавливать водомерные приборы.

Во избежание нарушения технологического режима измельчения колебания расхода воды не допускаются (напор воды в водопроводной магистрали должен оставаться постоянным). С этой целью на фабрике устанавливаются специальные водонапорные баки с постоянным уровнем воды, поддерживаемым поплавковыми устройствами автоматического действия вне зависимости от ее расхода.

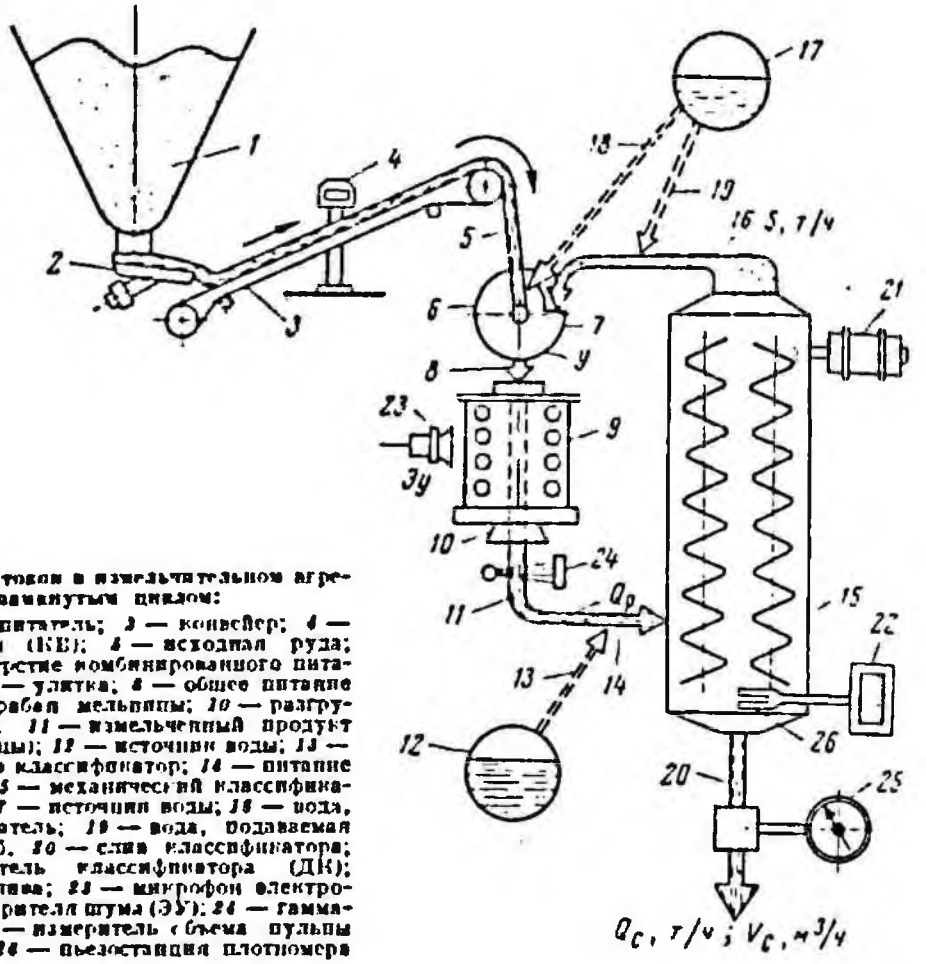


Рис. 289. Схема потоков в измельчительном агрегате с замкнутым циклом:

1 — бункер; *2* — питатель; *3* — конвейер; *4* — конвейерные весы (КВ); *5* — исходная руда; *6* — приемное отверстие комбинированного питателя мельницы; *7* — улитка; *8* — общее питание мельницы; *9* — барабан мельницы; *10* — разгрузочная горловина; *11* — измельченный продукт (разгрузка мельницы); *12* — источник воды; *13* — вода, подаваемая в классификатор; *14* — питание классификатора; *15* — механический классификатор; *16* — пески; *17* — источник воды; *18* — вода, подаваемая в питатель; *19* — вода, подаваемая в песковый желоб. *20* — слив классификатора; *21* — электродвигатель классификатора (ДК); *22* — плотномер слива; *23* — микрофон электроакустического измерителя шума (ЭУ); *24* — гамма-плотномер (Г); *25* — измеритель объема пульпы (пульпомер ПМ); *26* — пьезостанция плотномера

На отечественных обогатительных фабриках применяются пьезометрические измерители и регуляторы плотности слива: системы ЦЛА (Центральная лаборатория автоматики), системы Механобра, Харьковского завода «КИП», конструкции Тырныаузской фабрики и др. Принцип действия их основан на измерении веса столба пульпы в корыте классификатора или веса пульпы в отрезке трубы. По показаниям плотномера можно косвенно судить о содержании в сливе расчетного мелкого класса (см. рис. 288).

Задача ручного и автоматического регулирования сводится к поддержанию наибольшей производительности измельчительного агрегата по исходному (или готовому) продукту в точном соответствии с заданной крупностью готового продукта (слива) и с учетом измельчаемости исходной руды.

Схема замкнутоцикловой установки мокрого измельчения изображена на рис. 289.

Внешними потоками по отношению к агрегату являются: поступающая руда и выделяемый в виде слива готовый продукт. При установившемся режиме часовое количество твердого в том и другом равны $Q = Q_с$.

Внутренними потоками по отношению к агрегату, рассматриваемому в целом, являются: пески S, смесь руды и песков $(Q + S)$, поступающая из питателя в мельницу и подвергающаяся в ней измельчению, и разгрузка мельницы $Q_р$, транспортируемая струей воды по желобу в классификатор.

Каждый из пяти потоков может быть охарактеризован с количественной и качественной стороны тем или иным показателем (параметром). В процессе регулирования агрегата обслуживающий персонал (классификаторщик-мельник), а при переходе на автоматику — система приборов ведут наблюдение за рядом количественных и качественных технологических показателей. Важнейшие из них приведены в табл. 194.

Изменяемыми путем регулирования практически являются только три «вход-

Важнейшие технологические параметры работы измельчительного агрегата (мельница-классификатор)

Таблица 194

Входные параметры (первичные) A		Выходные параметры (производные) P	
Первичные качественные A_x	Первичные количественные A_0	Используемые для регулирования P_0	Обычно не используемые для регулирования P_x
δ — объемная масса руды, $т/м^3$	Q — производительность питателя, $т/ч$	$Q_к$ — производительность конвейера (показания конвейерных весов), $т/ч$	θ — крупность песков, %
$K_{изм}$ — коэффициент относительной измельчаемости руды	$B_м$ — расход воды, подаваемой в мельницу, $т/ч$	S — песковая нагрузка (количество оборотных песков), $т/ч$	$T_п$ — содержание твердого в песках, %
R — крупность (суммарный остаток на данном сите, %)	$B_к$ — расход воды, подаваемой в классификатор, $т/ч$	Z — шум мельницы, в децибелах или условных единицах	$Q_р$ — суммарная нагрузка мельницы ($Q_р = Q_с + S$), $т/ч$
		$T_р$ — содержание твердого в разгрузке мельницы, %	$Q_с$ — производительность по твердой части слива, $т/ч$
		$T_с$ — содержание твердого в сливе, % (или объемная масса слива ρ, $т/м^3$)	$\alpha_р$ — крупность разгрузки мельницы, %
		$V_с$ — объем слива, $м^3/ч$	$\beta_с$ — крупность слива классификатора, %
			N_b — потребляемая мельницей мощность, $квт$

ных» параметра A_0: производительность питателя Q, расход воды, подаваемой в мельницу $B_м$ и в классификатор $B_к$. Три других параметра A_x, а именно: объемный вес δ, измельчаемость $K_{изм}$ и крупность R руды — не поддаются изменению при оперативной регулировке работы измельчительного агрегата.

Проблема рационального ручного и автоматического управления режимом измельчения сводится к подбору таких переменных значений трех первичных параметров (A_0) на входе — Q, $B_м$ и $B_к$, при которых обеспечивается получение готового продукта заданной крупности $\beta_с$ при обработке руды переменной крупности R, измельчаемости $K_{изм}$ и изменяющегося объемного веса δ с наилучшим экономическим использованием всего агрегата.

Все остальные технологические параметры (обозначенные в табл. 194 через P) являются функциями первых. В некоторых случаях функциональная зависимость может быть выражена аналитически. Например, при заданных значениях Q, $B_м$ и $B_к$ содержание твердого в сливе (при установившемся режиме) легко вычисляется по уравнению

$$T_с = 100\frac{Q}{Q + B_м + B_к}, \%. \quad (482)$$

В других случаях между параметрами может быть установлена лишь приближенная зависимость, основанная на опытных данных. Например, содержание в сливе расчетного класса —0,074 *мм* β_{74} может быть определено с некоторым приближе-

нием по содержанию твердого T_c или в конечном счете по Q, $B_м$ и $B_к$

$$\beta_{т.ч} = f(T_c) = f(Q, B_м, B_к). \quad (483)$$

Вид функциональной зависимости устанавливается главным образом в результате экспериментальных исследований (см. рис. 283).

В правой половине табл. 194 перечислены главнейшие из выходных параметров. Они условно разбиты на две подгруппы: параметры подгруппы P_0 могут быть использованы непосредственно для ручного и автоматического регулирования; остальные (подгруппа P_x) для этих целей пока не используются.

Как при ручном, так и при автоматическом регулировании небольшие изменения параметров P_0 (вторичные возмущения) воспринимаются соответствующим первичным измерительным прибором-датчиком.

При ручном регулировании сигнал прибора используется классификаторщиком для соответствующего изменения входных параметров Q, $B_м$ и $B_к$. В теории регулирования изменение (возмущение) зависимого параметра носит название управляющего воздействия (ΔP_0). В системах автоматического регулирования импульс от регистрирующего элемента (датчика) передается по всем звеньям системы и на последнем звене преобразуется в необходимое искусственное возмущение (ΔA_0) одного из входных количественных параметров (Q или $B_м$, или $B_к$), двух из них, или всех трех. Из выходных параметров для целей регулирования чаще всего используются шесть параметров подгруппы P_0 (см. табл. 194), по числу которых применяется шесть типов датчиков, выдающих тот или иной импульс.

В соответствии с принятым для регулирования прибором (датчиком), регистрирующим тот или иной выходной параметр подгруппы P_0, могут быть использованы шесть **принципов** одноимпульсного регулирования измельчительного агрегата (см. рис. 280 и табл. 194):

регулирование по показаниям конвейерных весов ($Q_к$);

регулирование по количеству оборотных песков S (датчик — электродвигатель);

регулирование по шуму мельницы (Z) (датчик — микрофон);

регулирование по плотности разгрузки мельницы $T_р$ (датчик — плотномер);

регулирование по плотности слива классификатора ($T_с$) (датчик — плотномер);

регулирование по объемному расходу слива ($V_с$) (датчик — пульпомер).

При одновременном использовании двух каких-либо параметров подгруппы P_0 на регуляторы может быть подано два импульса (от двух различных датчиков); такая система будет двухимпульсной. Возможны также трехимпульсные и многоимпульсные системы регулирования.

После того, как выбран тот или иной принцип, устанавливается **закон регулирования**, определяющий характер изменения того или иного параметра подгруппы P_0.

С этой целью назначается определенная математическая формула, дающая зависимость рассматриваемого параметра от других. Например, в двухимпульсной системе института Механобр выдерживается формула

$$Q_к + KS = C, \quad (484)$$

где K и C — постоянные [93].

Независимо от того, какой из выходных параметров P_0 и соответствующий датчик используются для регулирования, выбирается определенный закон изменения трех основных «входных» параметров: производительности питателя по исходной руде Q, количества свежей воды, подаваемой в мельницу $B_м$ и в классификатор $B_к$.

Каждый из этих параметров может иметь только одно из двух возможных значений: он остается постоянным ($A_0 = \text{const}$), либо изменяется ($A_0 \neq \text{const}$). Поэтому теоретически возможно всего 2^3 сочетаний вариантов.

Технологический смысл имеют только следующие варианты, которыми определяется соответствующий практический **способ регулирования**:

I. При постоянной производительности питателя по исходной руде подача переменного количества воды в мельницу и в классификатор ($Q = \text{const}$; $B_м \neq \text{const}$; $B_к \neq \text{const}$).

II. Одновременное изменение производительности питателя и расхода воды, подаваемой в мельницу и в классификатор ($Q \neq \text{const}$; $B_м \neq \text{const}$; $B_к \neq \text{const}$).

III. Изменение только одной производительности питателя при неизменном расходе воды, подаваемой в мельницу и в классификатор ($Q \neq \text{const}$; $B_м = \text{const}$; $B_к = \text{const}$).

IV. Изменение производительности и расхода воды в классификатор при постоянной подаче воды в мельницу ($Q \neq \text{const}$; $B_м = \text{const}$; $B_к \neq \text{const}$).

Первый вариант ($Q = \text{const}$) применяется сравнительно редко, так как обладает тем недостатком, что при ухудшении измельчаемости руды (например, при переходе на более крупную или более крепкую руду) мельница перегружается, что может привести к ее завалу. Поэтому, применяя вариант фиксированной производительности по исходному $Q = \text{const}$, необходимо за-

ранее, в запас, даже при нормальной руде снизить производительность мельницы по сравнению с максимально возможной. В результате измельчительный агрегат остается большую часть времени недоиспользованным.

Второй вариант является наиболее распространенным на практике. Он позволяет одновременно управлять производительностью по руде и расходом воды ($Q \neq$ $\neq$ const; $B_м \neq$ const; $B_к \neq$ const).

При подаче «нормальной» руды расход воды подбирают так, чтобы обеспечивалось заданное содержание твердого в сливе. Если по каким-либо причинам содержание твердого внезапно изменилось, то классификаторщик после выяснения причины этого изменения соответственно изменяет и производительность питателя Q и расход воды ($B_м$ и $B_к$).

По сравнению с другими рассмотренный вариант требует от обслуживающего персонала значительно большего внимания, является более трудоемким и наименее надежным. Поэтому опытные классификаторщики избегают комбинированного способа регулировки и предпочитают регулирование по руде при фиксированном, но оптимальном расходе воды в мельницу ($B_м$ = const, см. четвертый вариант).

Третий вариант ($Q \neq$ const; $B_м =$ const; $B_к =$ const) состоит в строгой фиксации положения кранов, ограничивающих подачу воды в мельницу и в классификатор, т. е. расход воды в процессе регулирования не изменяют, а управляют режимом только надлежащим изменением производительности питателя ($Q \neq$ const).

Рассматриваемый вариант применяется в настоящее время на некоторых обогатительных фабриках: расход воды, подаваемой в мельницу и в классификатор, остается постоянным, фиксированным, а вся регулировка сводится только к управлению питателем. Достоинство способа — простота и надежность, недостаток — колебания плотности слива и его объемного расхода [50].

Четвертый вариант представляет собой усовершенствование предыдущего. При этом варианте изменяется производительность питателя ($Q \neq$ const) и постоянной остается только подача воды в мельницу в оптимальном количестве [$(B_м)_{опт} =$ $=$ const], а расход воды, добавляемой в классификатор $B_к$, несколько изменяется по ранее заданному закону. При этом возможно несколько подвариантов:

линейное изменение плотности слива $T_с$ в функции производительности [93];

линейное изменение расхода воды $B_к$ в функции производительности [93];

изменение расхода воды $B_к$ применительно к формуле $T_с =$ const и т. д.

При ручном и автоматическом регулировании наиболее простым является третий вариант ($Q \neq$ const; $B_м =$ const; $B_к =$ const); кроме того, при автоматическом регулировании осуществим также и более сложный четвертый вариант

[$Q \neq$ const; $(B_м)_{опт} =$ const; $B_к = f(Q)$], где $B_к = f(Q)$ выбирают по одному из возможных подвариантов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Аграповская Э. А. Расчет колебаний вибромашин при прохождении через резонанс. «Обогащение руд», 1966, № 5.

2. Аграповская Э. А. Экспериментальное исследование работы вибрационных машин с бигармоническим приводом. «Обогащение руд», 1965, № 1.

3. Аккерман Ю. Э. Скорость свободного падения тел в жидкостях. «Обогащение руд», 1966, № 6.

4. Акопов М. Г. Применение гидроциклонов при обогащении углей. М., Гостоптехиздат, 1960.

5. Акупов В. П. Современные вибрационные измельчители без измельчающих тел. М., Промстройиздат, 1957.

6. Андреев С. А., Зверевич В. В., Перов В. А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М., «Недра», 1966.

7. Андреев С. Е. и др. Закономерности измельчения и исчисления характеристик гранулометрического состава. М., Металлургиздат, 1959.

8. Андреев С. Е. О законах дробления. «Горный журнал», 1962, № 4.

9. Андреев С. Е. Наивыгоднейшее число оборотов шаровой мельницы. «Горный журнал», 1951, № 10.

10. Андреев С. Е. О внутреннем трении в шаровой мельнице. «Горный журнал», 1961, № 2.

11. Антонычев М. Я., Пагиряк Ф. И. Определение конечных скоростей свободного падения минеральных зерен в жидкостях. Тр. ин-та Уралмеханобр, вып. 13, Свердловск, 1967.

12. Базилевский А. И., Кизельватер Б. В. Расчет скорости стесненного падения частиц в вертикальном потоке. «Обогащение руд», 1969, № 3.

13. Барабашкин В. П. Молотковые роторные дробилки. М., Госгортехиздат, 1963.

14. Барский М. Д. и др. К вопросу о механизме процесса гравитационной классификации. Изв. вузов, «Химия и химическая технология», 1967, № 5.

15. Барский М. Д., Соколкин Ю. В. О построении стохастической модели процесса гравитационной классификации. Изв. вузов, «Горный журнал», 1968, № 7.

16. Бауман В. А. Исследование щековых дробилок. «Механизация строительства», 1950. № 9.

17. Беке Б. и Хукки Р. Т. Выступления на дискуссии по докладу Бонда. Тр. Европейского совещания по измельчению. М., Стройиздат, 1966.

18. Бердичевский Р. И. и др. Интенсификация процесса измельчения на Оленегорской фабрике. «Обогащение руд», 1969, № 3.

19. Блехман И. И. Вибрационные машины с механическими возбудителями колебаний. Сб. «Применение вибротехники в горном деле». М., Госгортехиздат, 1960.

20. Блехман И. И., Джанелидзе Г. Ю. Вибрационное перемещение. М., «Наука», 1964.

21. Богданов О. С., Михайлова И. С. Влияние кристаллической структуры безводных окислов железа на их флотируемость. «Обогащение руд», 1966, № 4.

22. Бортников А. В. и Казенов М. И. Влияние процесса рудногалечного измельчения на технологические показатели при обработке золотосодержащих руд. «Цветная металлургия», 1969, № 2.

23. Бостанджиян С. А. Однородные вихревые движения в конусе. Сб. «Прикладная математика и механика», т. XXV, вып. 1 и 3, 1961.

24. Ватсон А. В. и Быкасов С. П. Испытания классификатора с осциллирующей чашей на СУМЗе. «Обогащение руд», 1968, № 1.

25. Верховский И. М., Шохин В. И. О движении минеральных зерен в суспензии. «Обогащение руд», 1958, № 6.

26. Вибрационные грохоты для строительной индустрии. Сер. Ш-58. Изд-во ЦИНИТИАМ, 1963.

27. Вязельщиков В. П. и Парицкий З. И. Справочник по обработке золотосодержащих руд и россыпей. М., Металлургиздат, 1963.

28. Гаспарян А. М., Заниян А. А. О вертикальном движении полудисперсной системы. ДАН Арм. ССР, т. XXXI, № 3. 1960.

29. Гийо Роже. Проблема измельчения материалов и ее развитие. М., Стройиздат, 1964.

30. Годэн А. М. Основы обогащения полезных ископаемых. М., Металлургиздат, 1946.

31. ГОСТ 3584—53. Сетки проволочные тканые с квадратными ячейками контрольные высокой точности (переиздание, 1956 г.).

32. Гриппман И. Г., Блях Г. И. Контроль и регулирование гранулометрического состава продуктов измельчения. Алма-Ата, «Наука», 1967.

33. Гриппман И. Г., Блях Г. И. О влиянии перемешивания пульпы в процессе классификации. «Цветные металлы», 1966, № 1.

34. Деркач В. Г. и др. Особенности зарубежных обогатительных фабрик для обогащения магнетитовых руд. «Обогащение руд», 1956, № 5—6.

35. Дигре М. Обогащение магнетитовых руд на фабрике Сидварангер. Тр. ин-та Механобр, вып. 101. Л., 1957.

36. Дубровин Б. И. и др. Результаты испытаний дробилки и центробежной мельницы. «Обогащение руд», 1962, № 3.

37. Дэвис Э. В. Тонкое измельчение в шаровых мельницах. Сб. ин-та «Механобр. «Теория и практика дробления и тонкого измельчения» М., Гостехиздат, 1932.

38. Еремин П. Ф. К вопросу расчета классификатора стесненного падения. Изв. вузов. «Цветная металлургия», 1958, № 5.

39. Еремин П. Ф. Определение скорости минеральных зерен при совместном падении. Сб. «Вопросы теории гравитационных методов обогащения полезных ископаемых». М., Госгортехиздат, 1960.

40. Забродский С. С. Гидродинамика и теплообмен в псевдоожиженном (кипящем) слое. М.—Л., изд-во ГЭИ, 1963.

41. Загустин А. М. Теория измельчения в шаровой мельнице. Сб. ин-та Механобр, 1935.

42. Земляков Б. А., Белоглазов И. К Номограмма для расчета эффективности грохочения. «Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых». Новосибирск, 1965, № 4.

43. Иванова Л. Е., Кизевальтер Б. В. Элементы гидродинамики дугового грохота. «Обогащение руд», 1963, № 4, и 1967, № 3.

44. Иванова Л. Е., Чернышев В. И. Применение дуговых грохотов при измельчении легколамующихся руд. «Обогащение руд», 1966, № 2.

45. Ицхакин В. Д., Образцов А. П. Разрушение горных пород с помощью высокочастотного электромагнитного поля. «Обогащение руд», 1963, № 2.

46. Казеннов М. И., Яшин В. П. Измельчение и классификация руд цветных металлов. М., «Металлургиздат, 1963.

47. Казеннов М. И. и др. Самоизмельчение и рудогалечное измельчение. Обзор патентов. Цветметинформация, 1968.

48. Казеннов М. И. О схемах измельчения магнетитовых руд. «Обогащение руд», 1960, № 3.

49. Казеннов М. И. Выбор схем измельчения руд повышенной твердости. «Обогащение руд», 1957, № 4.

50. Казеннов М. И. Регулирование замкнутого цикла измельчения при постоянном расходе воды. «Обогащение руд», 1959, № 2.

51. Казеннов М. И. и др. Обогащение руд Олепегорского месторождения. Тр. ин-та Механобр, вып. 102, Л., 1957.

52. Казеннов М. И., Егорова Н. А. Работа шаровых мельниц на фабрике ЮГОКа. «Обогащение руд», 1959, № 4.

53. Казеннов М. И. и Яшин В. П. Обзор материалов Всесоюзной школы по обмену опытом измельчения и классификации руд на обогатительных фабриках предприятий цветной металлургии. Цветметинформация, 1963.

54. Канторович З. Б. Размольно-дробильные машины и грохоты. М., ОНТИ, 1937.

55. Кармазин В. И. и др. Применение центробежной дробилки для дробления криворожских руд. «Обогащение руд», 1960, № 2.

56. Кармазин В. И. и др. Бесшаровое измельчение руд. М., «Недра», 1968.

57. Качан И. Н. К исследованию процесса отсадки тонкого материала. Сб. ин-та Механобр «Гравитационные методы обогащения». М., Металлургиздат, 1953.

58. Качан И. Н. Скорости стесненного падения мелких минеральных зерен в воде. Сб. ин-та Механобр «Гравитационные методы обогащения». М., Металлургиздат, 1953.

59. Кизевальтер Б. В. Закономерности разрыхления слоя частиц стационарным потоком жидкости. Науч.-информ. бюлл. ин-та Механобр, 1956, № 2.

60. Кирхберг Г. Обогащение полезных ископаемых. М., Госгортехиздат, 1960.

61. Клушанцев Б. В. Щековые дробилки (обзор). М., изд-во ЦИНТИ машиностроения, 1962.

62. Клушанцев Б. В. Расчет производительности щековых дробилок ЦНИИНефтестройдор. Реф. сб. «Оборудование промышленности строительных материалов», 1965, № 1.

63. Колмогоров А. Н. О логарифмически нормальном законе распределения размеров частиц при дроблении. ДАН СССР, т. XXXI, № 2, 1941.

64. Котляр Н. Н. Механические классификаторы. М., Металлургиздат, 1945.

65. Косой Г. М. Исследование процесса обогащения железных и марганцевых руд в тяжелых суспензиях и гидроциклонах. Дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук, ЛГИ, 1965.

66. Кочин Н. Е. и др. Теоретическая гидромеханика. ОГИЗ, М.—Л., 1948.

67. Крипкий Е. Л., Минстер М. Н. Защита дробилок от попадания металлических предметов. М., Гостортехиздат, 1963.

68. Крипкий Е. Л. О регулировании расхода воды, подаваемой в классификатор при замкнутом цикле измельчения. «Обогащение руд», 1959, № 2.

69. Крюков Д. К. Футеровки шаровых мельниц. М., «Машиностроение», 1965.

70. Крюков Д. К. Усовершенствование размольного оборудования горнообогатительных комбинатов. М.,«Недра», 1966.

71. Культин Е. И. Автоматизированный гидравлический классификатор. «Обогащение руд», 1962, № 4.

72. Левенсон Л. Б. и Прейгерзон Г. И. Дробление и грохочение полезных ископаемых. М., Гостоптехиздат, 1940.

73. Левенсон Л. Б. и Цигельный П. М. Дробильно-сортировочные машины и установки. М., Госстройиздат, 1952.

74. Лидов К. К. Грохочение полезных ископаемых. М., Металлургиздат, 1952.

75. Липов П. П. Оборудование дробильных фабрик. М., Металлургиздат, 1955.

76. Локотанов Ю. В. Закономерности процесса «подрешетного грохочения», в водной среде. «Обогащение руд», 1965, № 5.

77. Лященко П. В. Гравитационные методы обогащения. М.—Л., Гостоптехиздат, 1940.

78. Макаров В. Н., Соколов В. П. Машины для дробления и сортировки (справочник). М., «Машиностроение», 1966.

79. Металлоискатель МТ-6. Техническое описание и инструкция по эксплуатации. Изд-во специализированного проектно-конструкторского бюро треста «Ювмонтажавтоматика», 1964.

80. Мишц Д. М., Шуберт С. А. Гидравлика зернистых материалов. М.—Л., Изд-во ком. хоз. СССР, 1955.

81. Митрофанов С. И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. М., Гостортехиздат, 1962.

82. Михайлов Г. М., Николаев А. М. Обобщение уравнения осаждения сферических частиц. «Химия и технология топлив и масел», 1963, № 1.

83. Муйземпек Ю. А. Усилия и нагрузка в конусных грациозных дробилках. М., «Машиностроение», 1964.

84. Муйземпек Ю. А. Конусные дробилки крупного, среднего и мелкого дробления в СССР и за рубежом. М., изд-во ЦНИИНформтяжмаш, 1965.

85. Муйземпек Ю. А. и др. Испытания модели шаровой мельницы. «Обогащение руд», 1961, № 5.

86. Непомнящий Е. А. К теории процесса грохочения. «Обогащение руд», 1960, № 5.

87. Перонов И. П. К вопросу о расходе энергии в шаровой мельнице. «Обогащение руд», 1958, № 4.

88. Нормы расчета и проектирования пылеприготовительных установок. М., Госэнергоиздат, 1958.

89. Нормы технологического проектирования обогатительных фабрик руд цветных и черных металлов. Изд. ин-та Механобр, 1966.

90. Олевский В. А. Графические методы определения производительности шаровых мельниц. «Обогащение руд», 1964, № 2.

91. Олевский В. А. Конструкции и расчет механических классификаторов и гидроциклонов. М., Углетехиздат, 1958.

92. Олевский В. А. Конструкция и расчеты грохотов. М., Металлургиздат, 1955.

93. Олевский В. А. Технологические принципы регулирования мельницы и классификатора. «Обогащение руд», 1959, № 2.

94. Олевский В. А. Кинематика грохотов. Тр. ин-та Механобр. М., Металлургиздат, 1941.

95. Олевский В. А. Конструкции, расчет и эксплуатация дробилок. М., Металлургиздат, 1958.

96. Олевский В. А. О свободном падении частиц в жидкой среде. Сб. ин-та Механобр «Гравитационные методы обогащения». М., Металлургиздат, 1953.

97. Олевский В. А. Определение наивыгоднейшего режима шаровой мельницы с помощью номограммы. «Обогащение руд», 1968, № 3.

98. Олевский В. А. Параметры режима и производительность грохотов. «Обогащение руд», 1967, № 3.

99. Олевский В. А. Плоские грохоты с круговым движением. М., Металлургиздат, 1953.
100. Олевский В. А. Потребляемая мощность и производительность дробилок. «Обогащение руд», 1967, № 6 и 1968, № 1.
101. Олевский В. А. Размольное оборудование обогатительных фабрик. М., Госгортехиздат, 1963.
102. Олевский В. А. Теоретические основы техники измельчения руд на обогатительных фабриках. Дисс. на соиск. уч. степ. докт. техн. наук, ЛГИ, 1965.
103. Осецкий В. М. Движение материала по вращающейся трубе. Сб. науч. тр. Моск. горн. ин-та, вып. 3. М., 1937.
104. Павлов К. Ф. и др. Примеры и задачи по курсу процессов и аппаратов химической технологии. М., Госхимиздат, 1955.
105. Павлушенко И. С. Свободное движение одиночных частиц в неподвижной неограниченной среде. «Журнал прикладной химии», т. XXVIII, № 6, 1956.
106. Панкратов С. А. и др. Коэффициент полезного действия конусных дробилок. «Обогащение руд», 1967, № 2.
107. Панкратов С. А. и др. Определение усилий в конусных дробилках крупного дробления. «Обогащение руд», 1966, № 2.
108. Перов В. А. К расчету производительности грохотов. «Обогащение руд», 1959, № 2.
109. Перов В. А. Классификаторщик и мельник обогатительной фабрики. М., Металлургиздат, 1956.
110. Перов В. А. К методике расчета производительности цилиндрических мельниц. Тр. ин-та Механобр, Л., 1940.
111. Перов В. А. и Бранд В. Ю. Измельчение руд. М., Металлургиздат, 1950.
112. Питерских Г. Г. и др. Исследования процесса разделения минералов в гидроциклонах в тяжелых суспензиях. Сб. «Вопросы теории гравитационных методов обогащения полезных ископаемых». М., Госгортехиздат, 1960.
113. Плаксин И. Н., Руденко Л. А., Троицкий А. В. Обогатительное оборудование. М., Металлургиздат, 1950.
114. Подкосов Л. Г. Механизм и некоторые закономерности процесса гидравлической классификации. Сб. «Вопросы теории гравитационных методов обогащения полезных ископаемых». М., Госгортехиздат, 1960.
115. Поваров А. И. Гидроциклоны. М., Госгортехиздат, 1961.
116. Поваров А. И., Щербаков А. А. Осадительная центрифуга с гидроциклонной разгрузкой. «Обогащение руд», 1966, № 2.
117. Поваров А. И. К технологической оценке работы классификатора. «Обогащение руд», 1956, № 3.
118. Поваров А. И. Новая методика расчета гидравлического классификатора. Сб. науч. тр. ин-та Механобр, вып. I, Л., 1952.
119. Пономарев И. В. Дробление и грохочение углей. М., Госгортехиздат, 1960.
120. Правила безопасности при обогащении и агломерации руд цветных и черных металлов. М., «Недра», 1967.
121. Прищенко В. П. Струйные мельницы. «Обогащение руд», 1964, № 5.
122. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик. М., «Недра», 1967.
123. Разумов К. А. Рационированное питание мельниц шарами. «Горный журнал», 1947, № 3.
124. Разумов К. А. Выбор режима вибрационных грохотов при подготовке руд к измельчению в мельницах. Сб. ин-та Механобр «Измельчение и классификация». Л., 1950.
125. Ребиндер П. А., Шрейнер Л. А., Жигач К. Ф. Понизители твердости пород при бурении. М., Изд-во АН СССР, 1941.
126. Рожков В. А. и др. О применении резиновых сит. «Кокс и химия», 1965, № 7.
127. Романков П. Г., Рашковская Н. Б. Сушка во взвешенном состоянии. М., «Химия», 1968.
128. Рундквист А. К. Общая форма законов дробления. «Обогащение руд», 1956, № 2.
129. Рудин А. Д. Грохоты для труднопрохотимых руд. «Обогащение руд», 1968, № 3.
130. Рудин А. Д. Динамика грохотов с резонирующими колосниками. «Обогащение руд», 1963, № 4.
131. Сасон Н. С. О применении предварительного грохочения в дробильных отделениях. «Обогащение руд», 1965, № 1.
132. Сасон Н. С. Опыт работы дробильных отделений ЮГОК-1. «Обогащение руд», 1960, № 1.
133. Сасон Н. С. Опыт внедрения нового оборудования для обогащения полезных ископаемых. Бюлл. техн. информ. Комитета координации, 1965, № 6.
134. Сборники рекомендуемых терминов «Терминология обогащения твердого ископаемого сырья», вып. 43. М., Изд-во АН СССР, 1957.

135. Свирин В. Г. и Юделев Д. М. Ремонтные и вспомогательные хозяйства криворожских ГОКов. «Обогащение руд», 1957, № 6.

136. Современное дробильно-измельчительное и агломерационное оборудование за рубежом. Изд-во Ин-та информации ГКАММ, 1963.

137. Таггарт А. Ф. Справочник по обогащению полезных ископаемых. М., Металлургиздат, 1947.

138. Таггарт А. Ф. Основы обогащения. М., Металлургиздат, 1957.

139. Терминология обогащения. М., изд. Комитета технической терминологии АН СССР, 1959.

140. Товаров В. В. О методах расчета производительности барабанных мельниц. Тр. ин-та Гипроцемент, вып. XVI, М., Промстройиздат, 1953.

141. Товстолужский Н. П. Притрассовые камнедробильные базы. М., Дориздат, 1952.

142. Труды Европейского совещания по измельчению (доклад В. Кайзера). М., 1966.

143. Табакопуло Н. П. Современная зарубежная практика в области рудногалечного измельчения. Сб. «Опыт разработки и внедрения рудногалечного измельчения». Цветметинформация, 1966.

144. Установка для мокрого рудного самоизмельчения на фабрике «Вассбо» (Швеция). «Обогащение руд», 1963, № 2.

145. Фабрикант Н. Я. Аэродинамика. М., ГИТТЛ, 1949.

146. Фадеев В. И. Современное оборудование для дробления и измельчения. М., Металлургиздат, 1959.

147. Фадеев В. И. Современное оборудование для дробления и измельчения. Тр. ин-та Механобр, вып. 123, Л., 1959.

148. Фоменко Т. Г. Гравитационные процессы обогащения полезных ископаемых. М., «Недра», 1966.

149. Хватов Ю. А. и др. Особенности самоизмельчения железистых роговиков Ново-Криворожского месторождения. «Горный журнал», 1967, № 4.

150. Хватов Ю. А. Сравнение рудногалечного измельчения руды и ее «самоизмельчения». «Обогащение руд», 1966, № 4.

151. Хрусталев М. И. Гидравлический расчет классификаторов вертикального типа с восходящим потоком чистой воды. Сб. тр. ВНИИ Железобетона «Нерудные строительные материалы», вып. 3, 1960.

152. Хукки Р. Т. Новые закономерности тонкого измельчения. «Цветные металлы», 1958, № 10.

153. Чунц З. Г. Расчет резонансного грохота. «Обогащение руд», 1966, № 6.

154. Шей Г. П. Вибрационные грохоты тяжелого типа. «Обогащение руд», 1960, № 3.

155. Шей Г. П. Новые сита для грохотов. «Обогащение руд», 1960, № 5.

156. Шипкоренко С. Ф. и др. Справочник по обогащению и агломерации руд черных металлов. М., «Недра», 1964.

157. Широкинский М. К. Гидравлические классификаторы. М., Металлургиздат, 1947.

158. Шифрин К. С. Универсальная формула для скорости падения шара в жидкости. Изв. АН СССР, серия геофизическая, № 2, 1958.

159. Штейнберг А. М. Новый метод исследования процесса размола и рациональные режимы работы углеразмольных устройств. Сб. «Наладочные и экспериментальные работы ОРГ РЭС», вып. XVII. М., Госэнергоиздат, 1959.

160. Штейнберг А. М. Влияние различных факторов на режим вентиляции и производительность шаровых барабанных мельниц. Сб. научн. тр. ВНИИМТ, № 9, 1963.

161. Штейнберг А. М. Влияние различных факторов на режим вентиляции и производительность шаровых барабанных мельниц. Сб. докладов на конференции по пылеулавливанию и сушке, созванной Госкомитетом по координации научно-исследовательских работ СССР и Союзглавэнерго при Госплане СССР. БТИ ОРГРЭС, 1963.

162. Штейнберг А. М., Долганов Е. А. Воздействие различных факторов на эффективность работы шаровых мельниц и подобные процессов измельчения. Сб. научн. тр. ВНИИМТ, № 12, 1965.

163. Штейнберг А. М. Роль скорости транспортирования материала в барабанных мельницах. Сб. научн. тр. ВНИИМТ, № 20, 1969.

164. Электронный металлоискатель ЭМИ-64ПФ. Техническое описание и инструкция по эксплуатации. Изд-во производственного объединения «Севкавэлектроприбор», 1964.

165. Электронный металлоискатель ЭМИ-64П. Описание и инструкция по эксплуатации. Изд-во производственного объединения «Севкавэлектроприбор», 1965.

166. Юделев Д. М. Централизация и автоматизация смазки оборудования обогатительных фабрик. М., «Недра», 1964.

167. Яхина В. Проблема классификации мелочи на углеобогатительных фабриках и возможность использования для этой цели грохотов ОСО. VIII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых. Внешторгиздат, 1968.

168. Яшин В. П., Вайсберг В. М. Рудногалечное измельчение оловосодержащих руд. «Обогащение руд», 1966, № 2.

169. Ялпин В. П. Анализ результатов рудногалечного измельчения. В сб. «Опыт разработки и внедрения рудногалечного измельчения». Цветметинформация, 1966.
170. Bond F. C. A new Theory of Comminution. AIME Miniing Eng., 187, 871, 1950.
171. Bredley D. The Hydrociclone. Pergamen Press., 1966.
172. Charles R. I. Energy-Size Reduction Relationships in Comminution. Trans. AIME, v. 3208, 1957. Mining Eng., N 9, 1957.
173. Drelssen M. I. Theory de L'econlements in Cyclone. Rewue de L'Industrie Minerale, 1951, v. 31, N 566.
174. Fontein F. I. A. Guide to solidliquid Separations. Engineering and Mining J. v. 160, N 7, 1959.
175. Holmes I. A. A contribution to the Study of Comminution in a Modified Form Kick's Law. Trans. Inst. Chem. Engrs., v. 35, 1957, N 2.
176. Lilge E. O. Hydrocyclone Fundamentals. Bulletin of the Institution of Mining and Metallurgy, v. 667, 1962, N 664.
177. Morel and C. Settling velosities of coal particles. Canad. J. Chem. Engn. 1963, N 3.
178. Pattijon E. S., Christiansen E. B. Effect of particle shape on free settling rates of isometric particles. Chem. Ing. Progress, v. 44, 1948, N 2.
179. Richardson I. F., Zaki W. N. Sedimentation and Fluidization. Trans. Inst. Chem. Engrs., p. 35, 1954.
180. Sommer Hans. Backenbrecher. «Aufbereituns Technik», 1962, N 3.
181. Svensson S., Murkes I. An Empirica Relationship between Work Input had Particles Size Distribution. «Progress in Mineral Dressing». Stockholm, 1958.
182. Walker W. H., Lewis W. K., Golliland E. R., McAdams F. Principles of Chemical Eng., Ch. 9, Crushing and Grinding, McGrow-Hill Book, New York, 1937.

СПРАВОЧНИК
ПО ОБОГАЩЕНИЮ РУД

Т. 1

Редактор издательства *И. Т. Бащенко*
Художественный редактор *О. П. Зайцева*
Технический редактор *А. Е. Матвеева*
Корректор *М. П. Кормина*

Сдано в набор 28.III 1972 г.
Подписано в печать 18/X 1972 г.
Т-16073. Формат 70 × 100¹/₁₆
Бумага № 1. Печ. л. 28,0.
Усл. печ. 36,4.
Уч.-изд. л. 41,10. Тираж 10 000 экз.
Зак. 1624/1786—11. Цена 2 р. 53 к.

Издательство «Недра». 103633,
Москва, К-12, Третьяковский проезд, д. 1/19.

Ленинградская типография № 6
Главполиграфпрома
Государственного Комитета
Совета Министров СССР
по делам издательств,
полиграфии и книжной торговли.
Московский пр., д. 91.