

В.А. Олевский

РАЗМОЛЬНОЕ
ОБОРУДОВАНИЕ
ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ
Ф А Б Р И К

ГОСГОРТЕХИЗДАТ - 1963

Канд. техн. наук
В. А. ОЛЕВСКИЙ

РАЗМОЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

(СПРАВОЧНОЕ ПОСОБИЕ ПО КОНСТРУКЦИЯМ,
РАСЧЕТУ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ШАРОВЫХ
И СТЕРЖНЕВЫХ МЕЛЬНИЦ)

ГОСУДАРСТВЕННОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ЛИТЕРАТУРЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Москва 1963

АННОТАЦИЯ

В книге рассмотрены конструкции шаровых и стержневых барабанных мельниц, применяемых для сухого и мокрого измельчения руд. Приведены технические характеристики и установочные чертежи мельниц, методы их технологического расчета, правила технической эксплуатации и способы регулирования; рассмотрены конкретные примеры измельчительных установок (проектно-компоновочные решения).

Книга предназначена в качестве справочного пособия для мастеров и механиков обогатительных фабрик, инженеров и техников-обогаателей, работников проектных организаций и исследовательских лабораторий; она может быть также полезна студентам обогатительной и близких к ней специальностей.

*Рецензент В. В. БУЛЫЧЕВ
Ответственный редактор А. В. ТРОИЦКИЙ.*

Редакция литературы по обогащению и брикетированию
полезных ископаемых
Заведующий редакцией И. К. КИТ

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие	7
Часть I. Общие сведения (конструкция мельниц и их монтаж)	
<i>Глава I.</i> Классификация дробильно-размольного оборудования	9
§ 1. Процессы дробления и измельчения	—
§ 2. Общая классификация дробильно-размольных машин и устройств	11
§ 3. Классификация механических мельниц	12
§ 4. Барабанные мельницы и их применение	16
<i>Глава II.</i> Конструкции и технические характеристики мельниц	24
§ 5. Шаровые мельницы мокрого помола	—
§ 6. Шаровые мельницы сухого помола	31
§ 7. Стержневые мельницы мокрого помола	37
§ 8. Стержневые мельницы сухого помола	41
§ 9. Бесшаровые (рудно-галечные) мельницы	—
§ 10. Вибрационные и полувибрационные шаровые мельницы	45
§ 11. Вибрационные стержневые мельницы	48
§ 12. Вибрационные роликовые мельницы	50
§ 13. Центробежные кольцевые роликовые мельницы (с маятниковой подвеской роликов)	53
<i>Глава III.</i> Смазка шаровых и стержневых мельниц	56
§ 14. Системы смазки	—
§ 15. Аппаратура циркуляционной системы смазки	58
§ 16. Монтаж и обслуживание системы смазки	62
<i>Глава IV.</i> Монтаж и обслуживание шаровых и стержневых мельниц	3
§ 17. Общие указания	—
§ 18. Порядок монтажных работ	—
§ 19. Сборка корпуса мельницы	64
§ 20. Монтаж коренных подшипников и корпуса	67
§ 21. Монтаж привода	69
§ 22. Обкатка и механические испытания мельницы	70
§ 23. Техническое обслуживание мельницы	72
Литература	—
Часть II. Теория барабанных мельниц	
<i>Глава V.</i> Механика барабанной мельницы (баллистика шаров)	73
§ 24. Параметры механического режима	—
§ 25. Скоростные режимы	76
§ 26. Граница режима без подбрасывания (каскадного, некатарактного)	80
§ 27. Основы теории режима с подбрасыванием	91
§ 28. Эпюра заполнения мельницы при режиме с подбрасыванием	98
§ 29. Расход энергии при режиме с подбрасыванием	105
§ 30. Анализ теоретических формул мощности для режима с подбрасыванием	113

	Стр.
<i>Глава VI.</i> Потребляемая мельницей мощность	117
§ 31. Энергия и мощность, потребляемая мельницей	—
§ 32. Определение мощности с помощью моделей	119
§ 33. Расчет мощности по теоретическим формулам	121
§ 34. Эмпирические формулы для расчета мощности мельниц	126
§ 35. Сводка расчетных формул	130
§ 36. Мощность двигателей стандартных мельниц	135
§ 37. Максимальная мощность и наимыгоднейшая скорость вращения мельницы	139
<i>Глава VII.</i> Теория износа шаров	146
§ 38. Закон износа шаров по элементарной (объемно-весовой) теории	—
§ 39. Износ отдельного шара	147
§ 40. Шары одной серии	149
§ 41. Гранулометрический состав шаровой загрузки	152
§ 42. Рационализованная догрузка (работа с шарами двух и трех серий)	156
§ 43. «Весовой» или «полукубический» график	158
§ 44. Теория проф. К. А. Разумова	160
§ 45. Рационализованная догрузка шаров (практика Кировской АНОФ)	165
§ 46. Сводка данных по теории износа шаров	177
<i>Глава VIII.</i> Гранулометрический состав продуктов измельчения	178
§ 47. Условный и средний диаметр зерна	—
§ 48. Средний размер зерен узкого класса крупности	181
§ 49. Средний диаметр смеси. Принцип проф. С. Е. Андреева	182
§ 50. Характеристики крупности продуктов дробления и измельчения	185
§ 51. Формула Розина и Раммлера	188
§ 52. Двойная логарифмическая сетка	189
§ 53. Упрощенное экспоненциальное уравнение характеристики	193
§ 54. Номинальная крупность продукта и содержание в нем мелких классов	195
§ 55. Теоретический расчет поверхности зерен рудного порошка	199
§ 56. Экспериментальное определение удельной поверхности	208
§ 57. Сравнение опытных и теоретических данных по определению удельной поверхности	210
§ 58. Сводка важнейших данных по гранулометрии	213
<i>Глава IX.</i> Кинетика измельчения	215
§ 59. Уравнение кинетики измельчения	—
§ 60. Гипотезы дробления. Зависимость между удельной поверхностью и удельной работой	220
§ 61. Зависимость производительности мельницы и расхода энергии от номинальной крупности продукта	228
§ 62. Открытый, замкнутый и полузакнутый циклы измельчения	230
§ 63. Циркулирующая нагрузка	234
§ 64. Влияние циркулирующей нагрузки на производительность мельницы	235
§ 65. Теоретические формулы для расчета циркулирующей нагрузки	237
§ 66. Сводка данных по кинетике измельчения	239
<i>Глава X.</i> Измельчаемость руд	240
§ 67. Удельная производительность мельницы и относительная измельчаемость материалов	—
§ 68. Методы определения измельчаемости и их сравнение	243
§ 69. Методы определения сравнительной измельчаемости руд при работе мельниц в открытом цикле (принятые в институте Механобр)	250
§ 70. Техника опытов имитации замкнутого цикла	255
§ 71. Методика проведения опытов при имитации замкнутого цикла	259
§ 72. Сравнение методов	263
§ 73. Сравнение открытого и замкнутого циклов	266

§ 74. Полупромышленные испытания руд на измельчаемость на непрерывно действующей установке	267
Литература	269

Часть III. Технологический расчет мельниц и проектирование измельчительных отделений

<i>Глава XI.</i> Расчет мельниц сухого помола	272
§ 75. Стержневые мельницы для сухого помола	—
§ 76. Шаровые мельницы для сухого помола, работающие в открытом цикле	279
§ 77. Шаровые мельницы сухого помола, работающие в замкнутом цикле с воздушными сепараторами	281
<i>Глава XII.</i> Расчет стержневых мельниц мокрого помола	282
§ 78. Применение стержневых мельниц мокрого помола в схемах измельчения	—
§ 79. Исследования процесса мокрого измельчения в лабораторных и полупромышленных стержневых мельницах	288
§ 80. Производительность промышленных стержневых мельниц, работающих в открытом цикле	296
§ 81. Характеристика крупности готовых продуктов открыто-циклового измельчения в стержневых мельницах	309
§ 82. Проектно-компоновочные решения узла стержневых мельниц, применяемых для предварительного измельчения	316
§ 83. Проектно-компоновочные решения узла стержневых мельниц, примененных для самостоятельного измельчения перед первой стадией обогащения	326
<i>Глава XIII.</i> Расчет шаровых мельниц для мокрого помола	335
§ 84. Применение шаровых мельниц мокрого помола	—
§ 85. Производительность шаровых мельниц первого приема	337
§ 86. Приведенная производительность шаровых мельниц первого приема	347
§ 87. Производительность шаровых мельниц второго приема первой стадии	355
§ 88. Производительность мельниц для доизмельчения промпродуктов (шаровые мельницы второй стадии обогащения)	360
§ 89. О типе и режиме мельниц для доизмельчения	368
§ 90. Проектно-компоновочные решения измельчительных отделений, оборудованных шаровыми мельницами	369
Литература	376

Часть IV. Техническая эксплуатация и регулирование мельниц

<i>Глава XIV.</i> Футеровка шаровых и стержневых мельниц	380
§ 91. Типы футеровки	—
§ 92. Технические условия и стандарты на футеровку	383
§ 93. Толщина футеровочных плит и сроки перефутеровки	384
§ 94. Износ футеровки и скорость вращения мельницы	386
§ 95. Механизация работ при смене футеровки	387
<i>Глава XV.</i> Шаровое и стержневое хозяйство	388
§ 96. Качество шаров	—
§ 97. Начальная шаровая загрузка	389
§ 98. Догрузка мельницы шарами	392
§ 99. Приспособления для механизированной загрузки и догрузки шаров и стержней	393
<i>Глава XVI.</i> Подача руды в мельницы	403
§ 100. Контроль крупности питания мельницы	—
§ 101. Способы борьбы с зависанием и сегрегацией руды в бункерах	404
§ 102. Контроль за количеством поступающей руды	407
§ 103. Автоматические конвейерные весы	409

	Стр.
§ 104. Разделение руды на несколько потоков (рудоделители)	411
<i>Глава XVII.</i> Подача воды и водный режим агрегата мокрого измельчения	412
§ 105. Содержание твердого в пульпе	—
§ 106. Определение производительности мельницы по балансу воды	413
§ 107. Определение количества песков и циркулирующей нагрузки по балансу воды	415
§ 108. Содержание твердого в разгрузке мельницы	417
§ 109. Содержание твердого в песках классификатора	420
§ 110. Определение содержания мелкого класса в сливе по содержанию твердого	421
§ 111. Расход воды, подаваемой в классификатор	424
§ 112. Плотностемеры для слива	—
<i>Глава XVIII.</i> Регулирование агрегата тонкого измельчения	426
§ 113. Агрегат замкнутого цикла измельчения и параметры его технологического режима	—
§ 114. Основные принципы ручного и автоматического регулирования	429
§ 115. Практические способы ручного и автоматического регулирования	433
§ 116. Стабилизация режимов и способы регулирования	435
§ 117. Параметры системы автоматического регулирования	442
Литература	447

ПРЕДИСЛОВИЕ

Главная экономическая задача партии и советского народа — говорится в Программе КПСС, — состоит в том, чтобы в течение двух десятилетий создать материально-техническую базу коммунизма.

Важнейшая роль в решении этой величественной задачи принадлежит тяжелой индустрии и в первую очередь металлургической промышленности. Перед металлургической промышленностью поставлена задача — за 20 лет достичь уровня, позволяющего выплавлять примерно 250 млн. т стали в год (в 1962 г. было выплавлено 76,3 млн. т), ускорить производство цветных и редких металлов, намного увеличить выпуск алюминия. Для обеспечения такого развития металлургии должна резко возрасти добыча руд черных, цветных и редких металлов. При этом почти все руды цветных металлов и около 80% добытых железных руд будут использоваться в металлургии только после их обогащения.

Таким образом, поставленная народнохозяйственная задача по развитию отечественной металлургической промышленности полностью относится к такой области производства, как горнообогатительное дело, и в частности к дробильно-размольной технике, так как основными подготовительными операциями при обогащении полезных ископаемых являются операции дробления и измельчения. Необходимо отметить, что процессы дробления и измельчения руд весьма энергоемки: на современных установках, даже на наиболее мощных и оснащенных высокопроизводительным дробильно-измельчительным оборудованием, удельный расход энергии достигает 15—20 квт·ч на тонну руды. По данным ВНИИТИСМа, мировой годовой расход электроэнергии на дробление и измельчение уже в 1958 г. достигал 220 млрд. квт·ч. Таким образом, общая стоимость электроэнергии, расходуемой на подготовку руд, достаточно высока. Помимо того, следует учесть значительный расход высококачественного металла в процессах дробления и измельчения (футеровка дробилок и мельниц, измельчающие тела в шаровых и стержневых мельницах и т. д.)¹.

В результате эксплуатационные расходы на операции дробления и измельчения достигают 50—70% суммарных производственных расходов на обогащение, причем капитальные затраты на сооружение дро-

¹ В эксплуатационных расходах дробильно-размольных цехов стоимость энергии составляет 15—20%; материалов — 30—35%; зарплата — 15—20%; амортизация и прочие расходы — 40—25%.

бильно-измельчительных отделений обогатительных фабрик составляют, как правило, 40—50% общих капитальных вложений.

Сказанное служит предпосылкой к тому, что вопросы дробильно-измельчительной техники заслуживают серьезного изучения.

При составлении расчетно-теоретических разделов книги автор стремился обобщить экспериментальные данные, представив их в виде соответствующих эмпирических формул и диаграмм; все описательные разделы иллюстрировались графическим материалом. В подборе и систематизации конструктивных чертежей автору оказали содействие сотрудники института Механобр.

Автор пользуется случаем принести свою глубокую благодарность всем, оказавшим помощь в работе над книгой.

Все замечания и пожелания читателей будут приняты с признательностью.

ГЛАВА I

**КЛАССИФИКАЦИЯ ДРОБИЛЬНО-РАЗМОЛЬНОГО
ОБОРУДОВАНИЯ**

§ 1. Процессы дробления и измельчения

В процессе дробления и измельчения горных пород куски, зерна или частицы их разрушаются в результате перехода за пределы прочности (предел временного сопротивления) нормальных и касательных напряжений, возникающих в материале при известных из теории упругости деформациях: сжатии, растяжении, изгибе и сдвиге.

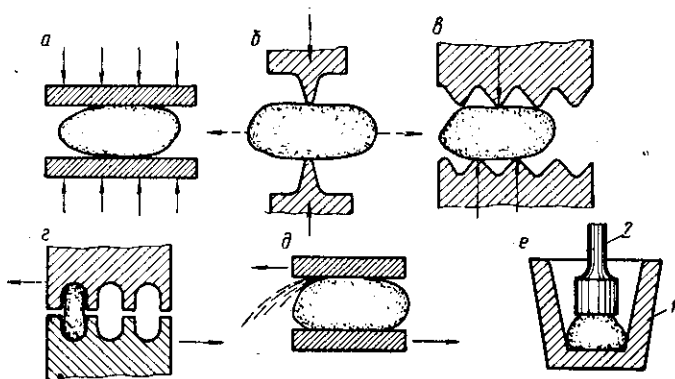


Рис. 1. Методы дробления и измельчения

Наиболее часто применяются следующие методы дробления и измельчения, основанные на образовании в кусках материала той или иной остаточной деформации (рис. 1):

1. **Раздавливание** путем сближения дробящих поверхностей (рис. 1, а); когда разрушение кусков происходит вследствие перехода напряжений за предел прочности материала на сжатие.

2. **Раскалывание** острыми гранями рабочих поверхностей (рис. 1, б); здесь разрушение кусков наступает в результате их расклинивания (при котором в материале появляются напряжения растяжения) и последующего разрыва.

3. **Излом**, при котором куски разрушаются в результате деформации изгиба (рис. 1, в); в данном случае разрушаемый кусок представляет собой балку на двух или нескольких опорах, нагруженную сосредоточенными силами; излом наступает после перехода напряжений за предел прочности материала на изгиб.

4. **Срез** (в сочетании с изломом, рис. 1, г). Разрушаемый кусок, зажатый в углублениях двух движущихся относительно друг друга деталей, подвергается сдвигу и одновременно изгибу.

5. Истирание кусков скользящей рабочей поверхностью машины (рис. 1, д). Внешние слои разрушаемого куска подвергаются деформации сдвига и постепенно разрушаются также вследствие перехода касательных напряжений за пределы прочности на срез.

Помимо статического действия сил возможно также ударное действие, их, т. е. динамическое раздавливание, раскалывание, излом срез и истирание (рис. 1, е). Если материал подвергается действию динамических нагрузок, то, хотя в этом случае и применяются термины «ударное дробление» или «ударное измельчение», однако разновидности упругих деформаций остаются здесь в принципе теми же (сжатие, растяжение, изгиб и сдвиг).

К процессу дробления принято относить те операции, в результате которых образуется преимущественно кусковой продукт, где преобладают сравнительно большие куски, осколки, рудные зерна и тому подобные крупные частицы, а к процессу измельчения или размола — те операции, с помощью которых продукт превращают в порошкообразную массу или минеральную муку, состоящую из мелких и мельчайших частиц. Комитетом технической терминологии АН СССР [1] рекомендовано следующее определение термина «дробление»: «уменьшение размеров кусков ископаемого сырья под действием внешних механических усилий для получения продукта преимущественно крупностью 5 мм и более»; термин «измельчение» определяется как «уменьшение размеров зерен ископаемого сырья под действием внешних механических усилий для получения продукта преимущественно крупностью менее 5 мм». К обоим определениям дается следующее примечание: «крупность граничного зерна, равная 5 мм, принята условно и может колебаться в известных пределах в зависимости от рода ископаемого сырья».

Условность размера граничного зерна приводит в некоторых случаях к неопределенности терминов. Поэтому недостаточно четкое различие между процессами дробления и измельчения можно уточнить, если принять во внимание то оборудование, с помощью которого осуществляются соответствующие операции.

По своему технологическому назначению все применяемые для дробления и измельчения машины¹ разделяются на две основные разновидности: дробилки и мельницы. В дробилках между рабочими органами, осуществляющими дробление, как правило, отсутствует непосредственный контакт; они не соприкасаются не только при рабочем режиме, но и при работе вхолостую. Следовательно, между дробящими деталями постоянно имеется некоторый зазор, заполняемый материалом при работе под нагрузкой и остающийся свободным при работе на холостом ходу. Таковы, например, щековые и конусные дробилки (рис. 2).

В мельницах измельчающие детали отделяются друг от друга небольшим слоем измельчаемого материала только под нагрузкой, а при работе на холостом (а частично и на рабочем) ходу они, как правило, соприкасаются друг с другом. Таковы, например, шаровые и стержневые мельницы (рис. 3).

Таким образом, к дробилкам относятся машины с постоянно разомкнутыми и дробящими деталями, а к мельницам — машины, в которых возможен непосредственный контакт измельчающих деталей.

Промежуточное положение при этой классификации занимают те дробильно-размольные машины, в которых осуществимы оба принципа действия: работа с разомкнутыми и с сомкнутыми рабочими органами. Такова, например, двухвалковая дробилка с гладкими валками (рис. 2, в). В тех случаях, когда она работает с фиксированным зазо-

¹ Имеются в виду только машины, а не дробильно-измельчительные аппараты (см. § 2).

ром, машина должна быть отнесена к дробилкам (валковая дробилка), а при работе без зазора, т. е. на сомкнутых вплотную валках, — к мельницам (вальцовая мельница, применяемая в мукомольном производстве). Промежуточное положение занимает также вибрационная конусная дробилка, которая способна работать как в режиме дробилки, так и в режиме мельницы — в зависимости от ее «настройки».

Подобного рода дробильно-размольные машины комбинированного действия относят в каждом конкретном случае к той или иной разновидности в соответствии с принятым режимом действия рабочих органов (работа с зазором или без него).

Что касается, в частности, молотковой дробилки, сопряженной с тем или иным классифицирующим аппаратом для замыкания цикла, то, поскольку она работает с постоянным зазором между ее рабочими органами (молотками и неподвижной броней), ее режим остается типичным для дробилки, а не для мельницы. Выполняемая агрегатом операция может быть поэтому названа мелким дроблением, но не измельчением. Таким образом, в некоторых случаях продукт дробления (например, продукт крупностью 1—0 мм, полученный в шахтной молотковой дробилке), может оказаться более мелким, чем типичный продукт измельчения (например, материал 6—0 мм, полученный в стержневой мельнице).

Конструктивное различие, принятое для разделения дробильно-измельчительных машин на дробилки и мельницы, одновременно предопределяет вид графической характеристики крупности готовых продуктов, а следовательно, и технологическое назначение самой машины. Всякая дробилка, благодаря наличию того или иного «калибрующего» зазора между дробящими деталями, выдает продукт с преобладанием крупных фракций и с относительно малым количеством мелких. Такой кусковой материал, полученный в дробилке, и будет продуктом дробления; графическая характеристика крупности его оказывается в основной своей части близкой к прямой линии.

В противоположность этому всякая мельница, где рабочий зазор между измельчающими телами становится близким к нулю, выдает преимущественно порошкообразный материал, минеральную муку с преобладанием самых мелких фракций. Такой материал, полученный в мельнице, и будет продуктом измельчения; он имеет резко вогнутую характеристику крупности.

Таким образом, в случаях, когда применяются те или иные дробильно-размольные машины, отнесение операции к процессу дробления или измельчения может быть определено не крупностью готового продукта, а выбранным для этой цели типом машины или ее режимом (принимаемым в указанном выше смысле).

Помимо дробильно-размольных машин в точном значении этого термина в последнее время начинают получать распространение дробильно-измельчительные устройства, не имеющие движущихся деталей и механизмов и потому относимых не к машинам, а к аппаратам (см. § 2). Для различения их можно использовать указанный признак: если в рассматриваемый аппарат подается крупное питание и верхний предел готового продукта превышает 5 мм, то устройство должно быть отнесено к дробилкам (системы 2 и 3, табл. 1), а при мелком питании и мелком готовом продукте (<5 мм) — к мельницам (система 4, табл. 1).

§ 2. Общая классификация дробильно-размольных машин и устройств

Дробильные и измельчительные машины и аппараты по принципу их действия можно разделить на пять основных систем (табл. 1): 1 — механические дробилки; 2 — пневматические и электрогидравлические дробилки взрывного действия; 3 — электротермические

дробилки; 4 — аэродинамические мельницы (размольные аппараты без мелющих тел); 5 — механические мельницы (с мелющими телами).

В механических дробилках (рис. 2, а — з) куски материала разрушаются в результате воздействия подвижных дробящих деталей или же подвижных деталей и неподвижной брони; при этом между рабочими элементами имеется «калибрующий» зазор.

В пневматических и электрогидравлических дробилках разрушение кусков происходит по их трещиноватостям в результате быстрого сброса давления газа или пара, либо под действием взрывной волны, появляющейся при искровом электрическом разряде в воде.

Дробильные аппараты этой системы (см. табл. 1) не вышли еще из стадии испытания и промышленного применения пока не получили.

К электротермическим можно отнести те дробильные установки, в которых разрушение крупных кусков руды и породы осуществляется путем образования в материале зон местного нагрева (пропусканием токов высокой частоты), в результате чего кусок разрывается от температурных напряжений [2].

Устройства для тонкого измельчения, не имеющие мелющих тел, поскольку в них нет движущихся частей, должны быть отнесены не к машинам, а к аппаратам. Их можно назвать струйными размольными аппаратами или аэродинамическими мельницами (рис. 2, и).

Все мельницы с мелющими телами и механическим приводом, в отличие от предыдущих, могут быть названы механическими мельницами (рис. 3).

§ 3. Классификация механических мельниц

Как уже было показано в табл. 1, все применяемые в промышленности измельчительные агрегаты можно разделить на две резко обособленные по принципу действия системы: аэродинамические мельницы (струйные размольные аппараты без мелющих тел) (см. систему 4, табл. 1) и механические мельницы (с мелющими телами) (см. систему 5, табл. 1).

Отличительной особенностью первых (применяемых для тонкого измельчения хрупких химикатов) является отсутствие в них мелющих тел. Процесс разрушения материала в струйных мельницах осуществляется в результате ударов кусков о неподвижную броню; куски движутся с большой скоростью, увлекаемые струей вдуваемого в мельницу сжатого воздуха.

На рудообогатительных фабриках струйные мельницы пока не применяются и потому их конструкции не рассматриваются. В виде примера приведена лишь схема струйной мельницы с вертикальной; кольцевой камерой (см. рис. 2, и). Описание установок других типов приводится в специальной литературе.

Механические мельницы (рис. 3) с технологической точки зрения следует рассматривать как машины-орудия, имеющие два основных рабочих органа различных размеров. Один из них может быть условно назван рабочим корпусом, второй представляет собой систему мелющих тел той или иной формы.

За основу классификации механических мельниц целесообразно принять геометрическую форму рабочего корпуса (рис. 3). Почти всегда ему придается форма того или иного тела вращения: а — горизонтального цилиндра, длина которого соизмерима с диаметром (реже — цилиндра в комбинации с конусом); такой цилиндр носит название барабана; б — кольца (т. е. цилиндра, у которого образующая имеет малую по сравнению с диаметром длину) с горизонтальной или вертикальной осью; в — чаши с вертикальной осью; г — плоского диска.

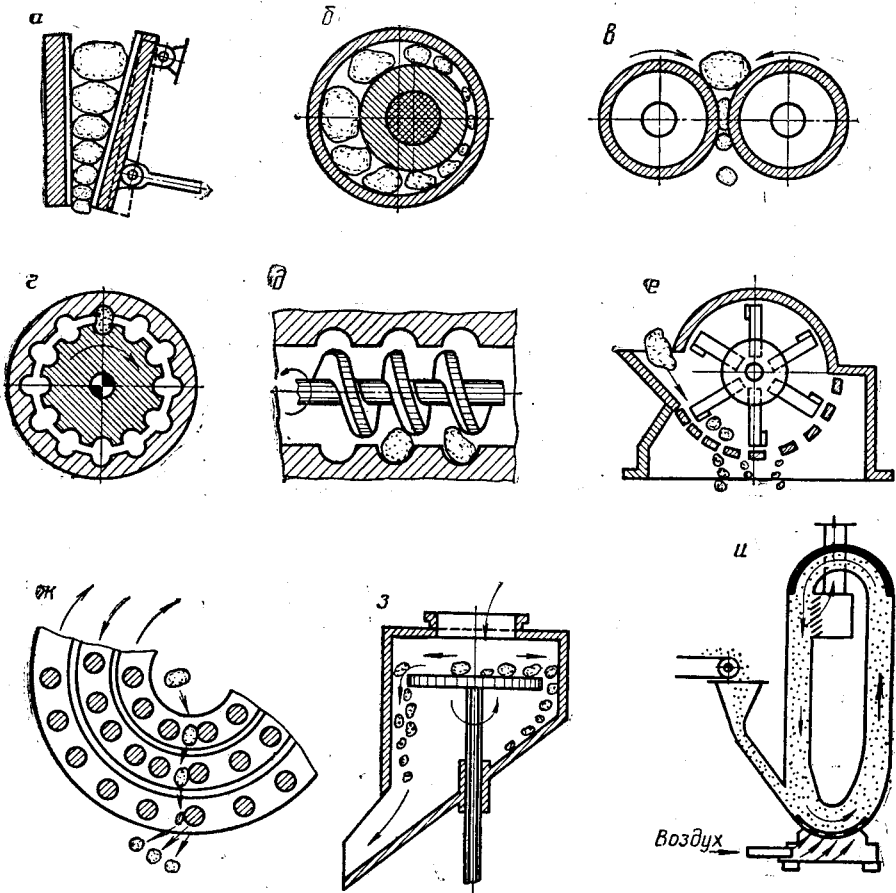


Рис. 2. Схема дробилок и аэродинамической мельницы

В соответствии с этим геометрическим признаком все механические мельницы могут быть разделены на четыре основные группы, как показано в табл. 2 и на рис. 3.

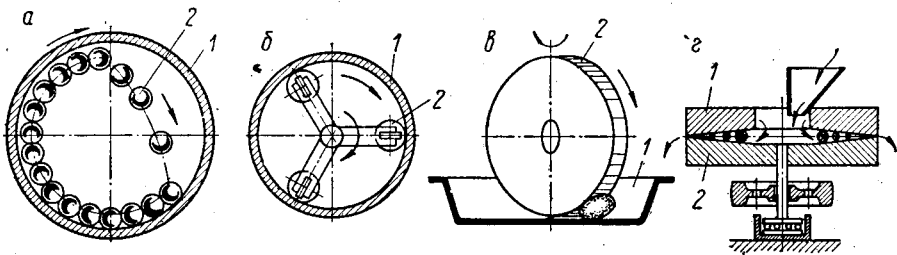


Рис. 3. Схема механических мельниц основных групп

Мельницы с цилиндрическим (или цилиндро-коническим) корпусом могут быть объединены в группу барабанных мельниц наиболее распространенных на практике (см. группу I, табл. 2). Рабочим корпусом их (рис. 3, а) является футерованный (покрытый изнутри броней) барабан 1; мелющими телами 2 служат стальные шары, стержни, ролики, галька или крупные куски руды.

Классификация механических мельниц (с мелющими телами)

Показатели		Механические мельницы с измельчающими телами						
Группа I. Барабанные (рис. 3, а)		Группа II. Кольцевые (рис. 3, б)		Группа III. Чашевые (рис. 3, в)		Группа IV. Дискосые (рис. 3, г)		
Форма рабочего корпуса (группа)	А. С подвижным барабаном (привод присоединен к барабану)	А. С подвижным кольцом (ролики с закрепленными осями)	А. С неподвижной чашей	С одним неподвижным и вторым подвижным диском				
	Б. С неподвижным барабаном (привод присоединен посредственно к мелющим телам)	Б. С неподвижным кольцом (ролики)	Б. С неподвижной чашей (оси бегунов закреплены)					
Характер движения рабочих органов (кинематический класс)	Вращение барабана	Вращение кольца	Вращение чаш	Возвратно-поступательное движение мельничных тел (пеллет)				
	Вибрации барабана	Вибрации кольца	Принудительная обкатка роликов от водила	Принудительная обкатка бегунов				
Конструктивные типы мельниц данной подгруппы и класса	1. Барабанные вращающиеся мельницы: шаровые, стержневые, галечные, роликовые, рудно-галечные	2. Барабанные вибрационные мельницы: шаровые, стержневые, роликовые	3. Центробежные многоамперные мельницы с неподвижным барабаном (шаровая и роликовая)	4. Кольцевые роликовые мельницы с вращающимся кольцом	5. Вибрационные роликовые мельницы	6. Кольцевые роликовые мельницы с неподвижным кольцом	7. Бегунная мельница с вращающейся чашей	8. Бегунная мельница с неподвижной чашей
							9. Толочечная (механическая ступа)	
								10. Дискосая мельница, жернова

Вторую группу образуют различного рода кольцевые мельницы (рис. 3, б), иногда применяемые для сухого помола легкоизмельчаемых материалов — угля, фосфоритов и т. п. Рабочей поверхностью здесь служит внутренняя футеровка кольца 1; мелющими телами — ролики 2 (имеющие форму цилиндра, усеченного конуса или шара), обкатывающего по внутренней поверхности кольца. Последнее может быть установлено горизонтально или вертикально.

К третьей группе следует отнести различные чашевые мельницы. Одним из представителей этой группы является чашевая (бегунная) мельница (рис. 3, в), другим — толчея, или механическая ступа (см. рис. 1, е).

В бегунной мельнице (рис. 3, в) рабочим корпусом служит чаша 1, а мелющими телами — бегуны 2, перекатывающиеся по днищу чаши. В толчее (см. рис. 1, е) корпус представляет собой ступу 1, мелющим телом является пест 2.

К четвертой группе относятся дисковые мельницы (рис. 3, г); основным рабочим органом здесь является либо неподвижный диск (в дисковом истирателе), либо неподвижный массивный жернов 1 (в мукомольных жерновах-поставах). Другим рабочим органом — мелющим телом здесь служит соответственно второй подвижной диск, или вращающийся жернов 2.

Для непрерывности процесса измельчения необходимо, чтобы мелющие тела могли перемещаться относительно корпуса. Поэтому движение, передаваемое от двигателя, может быть сообщено не обоим, а только одному из двух рабочих органов: либо рабочему корпусу (в этом случае корпус, будучи приведен в принудительное движение, передает его далее к мелющим телам), либо непосредственно мелющим телам (тогда корпус может оставаться неподвижным). По этому признаку все мельницы, входящие в ту или иную группу, разделяются на две подгруппы: А — с подвижным рабочим корпусом и Б — с неподвижным корпусом (данный признак не имеет практического значения для мельниц четвертой группы ввиду полной симметрии обоих рабочих органов — дисков; см. табл. 2). В мельницах, относящихся к подгруппам А, привод присоединяется только к корпусу (барабану, кольцу, чаше), а в мельницах, входящих в подгруппу Б, движение от приводного механизма передается непосредственно мелющим телам (шары, ролики и др.).

Наконец, признаком, позволяющим отнести мельницу к тому или иному кинематическому классу, является характер движения (кинематика) рабочих органов. На практике известны два способа приведения их в действие: с помощью вращательного движения и с помощью колебательного движения (вибраций)¹.

Для корпуса мельниц применяются оба вида движения, а для мелющих тел — только вращательное. Поэтому мельницы, входящие в подгруппы А, могут выполняться как машины первого, так и второго кинематического класса, в то время как мельницы подгруппы Б всегда относятся только к первому (машины с вращательным движением) (см. табл. 2).

Сочетая те или иные подгруппы мельниц с тем или иным кинематическим классом, можно получить десять основных конструктивных типов механических мельниц, как показано в табл. 2.

В мельнице с вращательным движением корпуса последний монтируют на опорных или упорных подшипниках. Например, корпус обычных барабанных мельниц с горизонтальной осью (рис. 3, а) имеет пустотелые цапфы, сидящие в концевых подшипниках; в кольцевых роликовых мельницах с вращающимся кольцом (см. тип. 4, табл. 2)

¹ Для песта толчей применяется, кроме того, и возвратно-поступательное движение, но сама толчея используется в настоящее время только как лабораторный прибор.

последнее опирается на шарикоподшипниковые опоры; в бегунной мельнице с вращающейся чашей (см. тип 7, табл. 2) чаша опирается на подпятник.

Если же во вращение вокруг центральной оси, или в так называемую обкатку, приводятся мелющие тела, то они присоединяются тем или иным способом к специальному водилу, укрепленному на центральном приводном валу мельницы. В центробежных шаровых мельницах с неподвижным корпусом (см. тип 3, табл. 2) цилиндрический барабан устанавливается вертикально, а ролики или шары подвергаются обкатке с помощью лопаток или поводков, укрепленных на вертикальном приводном валу. В кольцевых мельницах с неподвижным кольцом (см. тип 6, табл. 2) с помощью водила дается обкатка роликам, прижимаемым центробежной силой инерции к внутренней поверхности горизонтального кольца. В бегунной мельнице с неподвижной чашей (см. тип 8, табл. 2) водило, укрепленное на вертикальном валу, заставляет бегуны обкатываться по днищу чаши (рис. 3, в).

Таковы мельницы с вращательным движением корпуса или мелющих тел.

В мельницах второго кинематического класса вращательное движение корпуса заменяется колебательным. С этой целью корпус жестко соединяется с каким-либо вибратором, т. е. механизмом, способным возбуждать быстрые колебательные движения. Вибратор заставляет рабочий корпус совершать круговые или эллиптические колебания с малой амплитудой и большой частотой. При таком способе привода корпус подвешивают или опирают на гибкие опоры (пружины или резиновые амортизаторы) и потому колебания его имеют характер вибраций на упругих опорах совершенно так же, как в вибрационных грохотах. В данном случае корпус не вращается вокруг своей оси, но каждая точка его описывает круговую или эллиптическую траекторию малого радиуса: амплитуда (полуразмах) колебаний составляет несколько миллиметров.

Мельницы этого кинематического класса, т. е. с приводом от вибратора, получили название в и б р а ц и о н н ы х.

Под влиянием вибраций корпуса достигается подбрасывание и перекатывание шаров или стержней или осуществляется обкатка ролика по внутренней поверхности барабана.

Все различие между вибрационными и обычными вращающимися мельницами сводится к частоте повторяемых циклических движений мелющих тел: вибрационные мельницы выполняются как весьма быстроходные в отличие от тихоходных вращающихся. Шары в вибромельницах подбрасываются с большой частотой, обычно 3000 и более в минуту (но движутся по очень коротким параболическим траекториям); ролик в вибромельнице обкатывается с частотой, равной частоте колебаний самого корпуса: он делает 750—1000 обкаток в минуту.

Дальнейшее деление мельниц различных конструктивных типов (перечисленных в строке 4 табл. 2) на отдельные разновидности или технологические типы основано главным образом на различиях в форме применяемых мелющих тел.

§ 4. Барабанные мельницы и их применение

Самыми распространенными на практике являются барабанные мельницы (см. группа 1, табл. 2), поэтому целесообразно остановиться на более подробной классификации их, попутно рассмотрев отдельные технологические типы этих мельниц в порядке общего обзора конструкций¹.

¹ Из мельниц, относящихся к другим группам, ниже рассмотрена только кольцевая (№ 6, табл. 2).

Впервые барабанные мельницы были установлены в 1893 г. в цементной промышленности. Это были галечные мельницы; в качестве измельчающей среды в них использовалась естественная галька. Попытки применить искусственные шары долго не удавались, так как чугунные литые шары быстро раскалывались.

В первом десятилетии XX в. с началом быстрого развития процесса флотации стали применяться барабанные мельницы со стальными шарами или стержнями (они остаются самыми распространенными и в настоящее время).

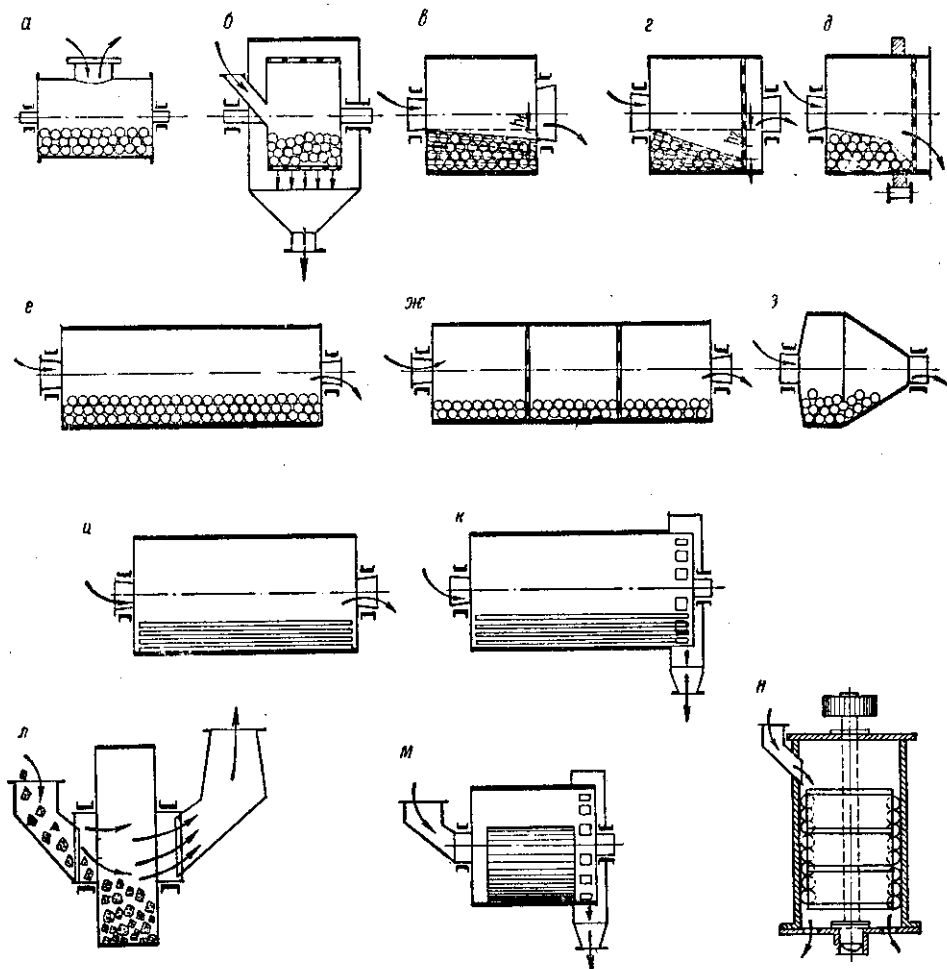


Рис. 4. Классификация барабанных мельниц

Барабанные мельницы различаются между собой следующими признаками (табл. 3):

измельчающей средой, т. е. родом применяемых измельчающих тел (шары, стержни, ролики, галька, крупные куски руды);

геометрической формой барабана (короткий цилиндр, длинный цилиндр, конус);

способом разгрузки материала из барабана (разгрузка периодическая или непрерывная; причем последняя может быть: через диафрагму, а затем через цапфу или непосредственно через цапфу или только через диафрагму);

способом измельчения (сухой, мокрый).

Классификация барабанных мельниц приведена в табл. 3, которую иллюстрирует рис. 4.

Придерживаясь последовательности, принятой в табл. 3, и кратко характеризуя мельницы различного типа, можно отметить следующие их особенности.

Таблица 3

Классификация барабанных мельниц

Тип мельниц	Измельчающие тела	Форма барабана мельницы	Способ разгрузки готового продукта	Способ измельчения
А. Барабанные вращающиеся мельницы (тихоходные)				
1. Шаровая периодического действия (рис. 4, а)	Стальные шары	Короткий цилиндр	Периодическая разгрузка (через люк)	Сухой (для лабораторных — сухой и мокрый)
2. Шаровая с периферической разгрузкой (рис. 4, б)	То же	То же	Разгрузка через цилиндрическое сито	Сухой
3. Шаровая с центральной разгрузкой (рис. 4, в)	» »	» »	Центральная разгрузка (непосредственно через цапфу)	Сухой и мокрый
4. Шаровая с решеткой (рис. 4, г)	» »	» »	Разгрузка через решетку, а затем через цапфу	То же
5. Шаровая с открытым концом (рис. 4, д)	» »	» »	Разгрузка через решетку (без цапфы)	» »
6. Трубная однокамерная (рис. 4, е)	» »	Длинный цилиндр	Центральная разгрузка (через цапфу)	» »
7. Трубная многокамерная (рис. 4, ж)	» »	То же	Между камерами — разгрузка через решетку; из последней камеры — центральная разгрузка	» »
8. Коническая мельница (рис. 4, з)	» »	Барабан конической формы	Центральная разгрузка	» »
9. Стержневая с центральной разгрузкой (рис. 4, и)	Стальные стержни (длинной, равной длине барабана)	Длинный цилиндр	То же	Мокрый
10. Стержневая с периферической разгрузкой (рис. 4, к)	Стальные стержни	То же	Разгрузка через окна в барабане	Сухой
11. Галечная	Галька, куски твердых горных пород или фарфоровые шары	Цилиндрическая или коническая	Разгрузка центральная непрерывная или периодическая (через люк)	Сухой и мокрый
12. Рудно-галечная бесшаровая (рис. 4, л)	Крупные куски измельчаемой руды	Цилиндро-коническая	Разгрузка через цапфу	Сухой и мокрый
13. Барабанная роликовая (рис. 4, м)	Массивный ролик	Короткий цилиндр (или цилиндр с конусом)	Периферическая разгрузка через окна (или центральная сливная)	Мокрый и сухой

Тип мельниц	Измельчающие тела	Форма барабана мельницы	Способ разгрузки готового продукта	Способ измельчения
Б. Вибрационные барабанные мельницы (быстроходные)				
14. Вибрационная шаровая периодического действия	Стальные шары	Цилиндр	Периодическая (через люк)	Сухой и мокрый
15. Вибрационная шаровая непрерывного действия	То же	»	Непрерывная центральная (воздушным потоком)	Сухой
16. Вибрационная стержневая непрерывного действия	Стержни	Мульдообразная камера	Периферическая (через решетку)	»
17. Вибрационная роликовая периодического действия	Массивный ролик	Цилиндр	Периодическая	»
18. Вибрационная роликовая непрерывного действия	То же	»	Периферическая через отверстия в цилиндре	Сухой и мокрый
В. Центробежные барабанные мельницы (быстроходные)				
19. Центробежная многокамерная с неподвижным вертикальным барабаном (рис. 4, и)	Ролики или шары	Вертикальный цилиндр	Непрерывная (через щель между диском и корпусом)	То же

А. Барабанные вращающиеся мельницы (тихоходные)

Шаровая мельница периодического действия. Барабанные однокамерные шаровые мельницы периодического действия (рис. 4, а) наиболее просты по конструкции, но обладают малой производительностью. Мельницы периодического действия, за исключением лабораторных, не применяются на рудообогатительных фабриках; они используются преимущественно в керамической и химической промышленности, где материалы часто размалываются небольшими порциями.

Шаровая мельница с периферической разгрузкой. Применяемая иногда для сухого помола шаровая мельница с периферической разгрузкой (рис. 4, б) представляет собой агрегат, состоящий из шаровой мельницы и присоединенного к ней барабанного грохота, имеющего вид цилиндрического сита или решета, через отверстия которого просеивается готовый продукт измельчения. Мельницы с периодической разгрузкой используются преимущественно при размоле вязких материалов (шамота, извести и других).

Наибольшее распространение имеют барабанные однокамерные шаровые мельницы непрерывного действия. Все они загружаются через пустотелые цапфы. Различают три конструктивно-технологических типа таких машин: мельницы с непосредственной центральной разгрузкой через цапфу (рис. 4, в), мельницы с решеткой (рис. 4, г) и мельницы с открытым концом (рис. 4, д).

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой как и все прочие барабанные, устанавливаются горизонтально.

Измельчаемый материал постепенно перемещается внутри рабочего пространства за счет подпора (давления) со стороны свежего питания, вытесняющего содержимое мельницы к ее разгрузочному концу.

Для образования необходимого напора уровень свежего материала у загрузочного конца должен быть выше, чем в противоположном конце. С этой целью в мельнице данного типа (см. рис. 4, в) внутренний диаметр пустотелой разгрузочной цапфы делается немного больше, чем загрузочной; за счет образующейся разности уровней h_1 и происходит движение материала.

В рассматриваемых мельницах разность уровней h_1 относительно невелика, и потому осевое перемещение материала (пульпы) происходит сравнительно медленно, отчего мельница, работающая одновременно как классификатор, дает тонкий продукт. Поэтому во избежание переизмельчения материала мельницы с центральной разгрузкой редко применяются для первой стадии измельчения, при которой обычно выдается сравнительно грубый продукт (с содержанием 40—60% класса минус 0,074 мм). Наоборот, для последующих стадий, в особенности при доизмельчении промпродуктов, где необходимо получение мелкого материала (около 80—90% минус 0,074 мм или даже более тонкого), применение мельниц с центральной разгрузкой признается в настоящее время предпочтительным, особенно работающих на так называемом некатарактном режиме.

Шаровые мельницы с решеткой (см. рис. 4, г) обеспечивают наименьшее переизмельчение материала при его измельчении. Внутри такой мельницы, вблизи разгрузочного ее конца, помещается поперечная колосниковая решетка (диафрагма), предназначенная для удержания в рабочем пространстве шаров и недостаточно размолотых кусков руды. Разность уровней (напор) h_2 здесь значительно больше, чем h_1 . Измельченный продукт проходит через отверстия диафрагмы, а затем поднимается пульпоподъемником («лифтером») к центральной зоне мельницы, откуда, как и в предыдущем случае, разгружается через пустотелую цапфу.

Принципиальное технологическое отличие мельниц с центральной разгрузкой, как мельниц чисто сливного типа (рис. 4, в), состоит в том, что они разгружаются декантацией, т. е. из рабочего пространства удаляются только самые мелкие классы, в то время как в мельницах с решеткой (рис. 4, г) через отверстия последней разгружается вся пульпа целиком, без классификации, поэтому уменьшается возможность переизмельчения и ошламования продукта.

Шаровая мельница с открытым концом. Для увеличения пропускной способности мельница с решеткой иногда выполняется без пульпоподъемника; разгрузка происходит через диафрагму и далее непосредственно через открытый торец барабана (см. рис. 4, д).

При работе шаровой мельницы к ее разгрузочной цапфе вместе с тонкоразмолотым материалом неизбежно перемещаются также и крупные фракции, присутствие которых в готовом продукте нежелательно или вообще недопустимо по технологическим соображениям. В целях получения готового продукта с заданной ограниченной предельной крупностью измельчения осуществляется в замкнутом цикле, для чего мельницу часто соединяют в один агрегат с механическим или центробежным классификатором либо грохотом, реже — с воздушным сепаратором. На рис. 5 показана схема сопряжения шаровой мельницы со спиральным механическим классификатором для работы в замкнутом цикле. При мокром помолу измельченный и взмученный в воде материал сливается через разгрузочную пустотелую цапфу 1 барабана 2 и направляется по желобу 3 в механический классификатор 4, где выделяется годный по крупности слив. Крупные частицы материала, не удовлетворяющие кондициям по крупности, оседают на дне классификатора, образуя так называемые пески. С помощью спиралей 5 (или качающихся гребков) пески выносятся в верхнюю часть корыта классификатора. Затем по желобу 6 они возвращаются в приемный кожух 7

улиткового или комбинированного питателя, с помощью которого присоединяются к вновь поступающему материалу — исходному питанию. По аналогичной схеме в сопряжении с воздушными сепараторами работают мельницы, предназначенные для сухого помола в замкнутом цикле.

Однокамерные трубные мельницы. Появление трубных мельниц (см. рис. 4, е), в которых длина барабана в 5—6 раз превышает его диаметр, было вызвано стремлением получить в одном агрегате наибольшую степень измельчения, не прибегая к замкнутому циклу. Сравнительно большая длина трубной мельницы (где в качестве измельчающих тел применяются шары) почти исключает вероятность попадания нежелательных крупных фракций в готовый продукт, чем устраняется необходимость контрольной классификации размолотого материала по принципу замыкания цикла. В этом состоит преимущество длинной трубной мельницы, получившей свое название благодаря сходству с трубой большого диаметра.

Недостаток ее в том, что шары одних и тех же размеров используются не только для размола крупного материала, находящегося вблизи загрузочного конца, но и для доизмельчения мелкого продукта, накапливающегося вблизи разгрузочной цапфы. Таким образом, наличие одной длинной камеры не обеспечивает надлежащего использования мелющих тел, так как для различных по крупности материалов требуются шары разных размеров; однообразные по сортаменту смеси шаров работают менее эффективно.

Многокамерные трубные мельницы. Отмеченный выше недостаток трубных мельниц устранен в многокамерных трубных мельницах, где материал размалывается последовательно в несколько стадий (см. рис. 4, ж). Камеры отделены одна от другой решетчатыми диафрагмами, через щели которых проходят промежуточные продукты измельчения. Для каждой камеры, применительно к постепенно уменьшающимся размерам кусков и зерен материала, дифференцированно подбирают измельчающие тела соответствующего размера и формы: в первую камеру загружаются самые крупные шары, в последнюю — самые мелкие (взамен мелких шаров часто применяют мелющие тела цилиндрической формы).

Конические шаровые мельницы. Идея естественной сегрегации шаров была положена в основу конструкции конических мельниц (см. рис. 4, з), где в отличие от чисто цилиндрических мельниц, по мысли их

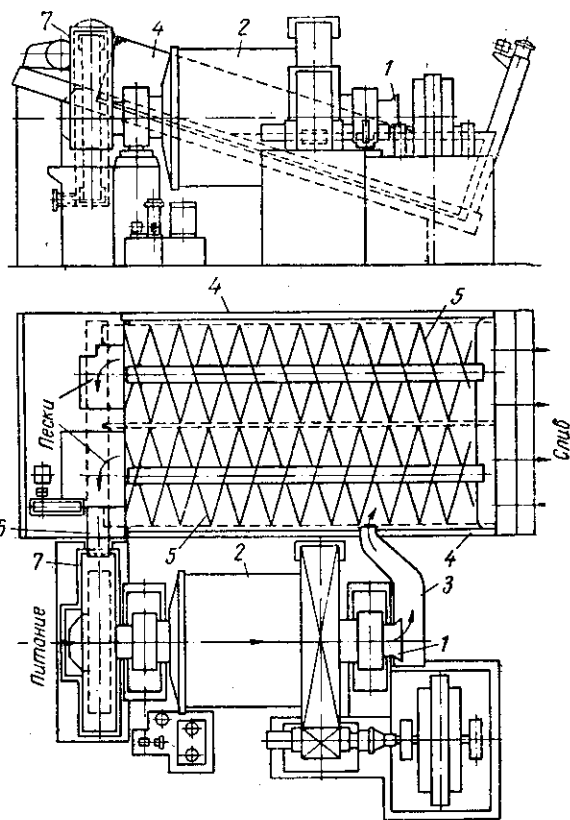


Рис. 5. Схема сопряжения шаровой мельницы со спиральным классификатором для работы в замкнутом цикле

изобретателя, вблизи загрузочной части должны располагаться наиболее крупные шары, в то время как мелкие — должны оттесняться в коническую часть мельницы, к ее разгрузочной цапфе. В результате такого расслоения (сегрегации) шаров более крупный материал будет разрушаться в конической мельнице крупными шарами, а более мелкие зерна руды — подвергнутся затем измельчению мелкими шарами и благодаря этому общая эффективность работы шаровой загрузки будет выше. Однако конические мельницы не получили широкого применения на практике; на обогатительных фабриках СССР они не устанавливаются и отечественными заводами не изготавливаются.

Стержневые мельницы. Стремление к всемерному снижению переизмельчения продукта привело к идее использования в качестве измельчающей среды для барабанных мельниц не шаров, а цилиндрических стержней. Мельницы, в которых измельчающими телами служат длинные стержни, носят название стержневых. Они строятся двух типов: с центральной разгрузкой (или сливного типа) — для мокрого измельчения (рис. 4, и), и с периферической разгрузкой (через окна в барабане) — для сухого измельчения (см. рис. 4, к). Первые работают преимущественно в открытом цикле, реже их замыкают на механический классификатор (или на грохот) по схеме, показанной на рис. 5; вторые работают только в открытом цикле при сухом измельчении.

Галечные мельницы. При общем обзоре барабанных мельниц необходимо упомянуть также о галечных мельницах. В производстве тонкой керамики и аналогичных ей материалов футеровка и шары применяющихся здесь барабанных мельниц во избежание загрязнения железом продукта измельчения должны быть изготовлены из кремня или фарфора; в этом случае мельницу называют галечной (или фарфоровой). Хотя некоторое количество кремня (или фарфора) попадает в измельчаемую керамическую массу, однако качество самой массы, в состав которой обычно входит кварц, полевой шпат, глина, от этих добавок не ухудшается. Если же в процессе измельчения (например, при обработке массы, предназначенной для изготовления фарфоровых изоляторов) такие примеси оказываются недопустимыми, то применяют шары, изготовленные из того же материала, который подлежит размолу (окись алюминия, циркония и т. п.).

Галечные мельницы в большинстве случаев изготавливаются как машины периодического действия (см. рис. 4, а).

Рудно-галечные (бесшаровые) мельницы. В последнее время на некоторых фабриках применяют мельницы, в которых мелющими телами являются крупные куски самой подлежащей измельчению руды. Такие бесшаровые мельницы (например, системы «Аэрофол»), работающие по принципу самоизмельчения, можно назвать рудно-галечными (см. рис. 4, л). Обычно их соединяют в один агрегат с воздушным сепаратором. Мелкий продукт выносится из мельницы струей засасываемого в систему воздуха.

Имея большие размеры (диаметр 5200 мм и более), мельница принимает крупную руду (до 600—900 мм), выдаваемую первичной дробилкой и, таким образом, заменяет одновременно как дробилки второй и третьей стадии, так и обычную шаровую мельницу. Для успешной работы бесшаровой мельницы исходная руда предварительно рассортировывается с помощью грохотов на отдельные классы. Крупные куски руды заменяют здесь шары, мелкие классы — подвергаются измельчению. В некоторых случаях на бесшаровой режим самоизмельчения переводят обычные шаровые мельницы.

Барабанные роликовые (дисковые) мельницы. В последнее время предпринимаются попытки использовать в качестве измельчающих тел барабанных мельниц не только шары и стержни, но и более массивные диски или ролики, обкатывающиеся по внутренней поверхности барабана

(см. рис. 4, м). В барабанных роликовых мельницах разрушение кусков происходит в основном не ударом, а раздавливанием. Таковы вибрационные роликовые мельницы Механобра, тихоходная роликовая мельница «Баркер» [5] и аналогичные им.

Б. Вибрационные барабанные мельницы (быстроходные)

Помимо рассмотренных выше тихоходных мельниц с вращающимся барабаном (см. тип. № 1, табл. 2) в последние годы появились опытные конструкции быстроходных вибрационных барабанных мельниц (см. тип № 2, табл. 2). Главнейшие из них помещены в табл. 3; таковы вибрационные шаровые, стержневые и роликовые мельницы, периодического и непрерывного действия. О принципе действия их уже говорилось ранее (см. § 3): барабан вибрационной мельницы (невращающийся) приводится в колебательное движение от дебалансного вибратора. Описание некоторых конструкций приведено ниже.

В. Центробежные барабанные мельницы (быстроходные)

К этому виду мельниц относятся недавно появившиеся многокамерные центробежные мельницы с неподвижным вертикальным барабаном (рис. 4, н). По общей классификационной табл. 2 они относятся к типу № 3 группы I. Но с известным основанием эти машины можно рассматривать как усовершенствованные кольцевые роликовые мельницы. Действительно, многокамерная центробежная мельница представляет собой не что иное, как объединенные в один агрегат три или четыре кольцевые мельницы, корпуса которых как бы соединены в один сплошной барабан, а ролики приводятся в движение водилами, укрепленными на обшем вертикальном приводном валу.

Обкатка роликов, а следовательно, и раздавливание ими зерен материала происходят за счет центробежных сил инерции. Измельчение ведется последовательно в несколько стадий. Материал, измельченный в первой (верхней) камере, перегружается самотеком в ниже расположенную вторую (через кольцевую щель между диском и барабаном), а затем — в следующую и т. д. Процесс ведется как сухим, так и мокрым способом.

Сопоставляя область применения барабанных мельниц различных типов и конструкций, можно констатировать, что для одностадийного измельчения в настоящее время применяются в основном шаровые однокамерные мельницы мокрого помола с решеткой (см. рис. 4, г). Они пользуются повсеместным распространением при измельчении в одну стадию, когда руда (перед флотацией или перед магнитной сепарацией) доводится до содержания 40—60% класса минус 0,074 мм.

Иногда те же мельницы с решеткой применяют для доизмельчения промежуточных продуктов обогащения, однако для этого случая в последнее время признано предпочтительным применение шаровых мельниц с центральной разгрузкой (см. рис. 4, в), в условиях тонкого помола (90—100% класса минус 0,074 мм), работающих более эффективно, в особенности при некатарактном режиме.

При последовательном измельчении в два приема (если оба они предшествуют обогатительной операции) на многих обогатительных фабриках в качестве мельниц первой стадии находят применение стержневые мельницы мокрого помола (см. рис. 4, и). Последовательно за ними (для второго приема) устанавливаются шаровые мельницы с решеткой или с центральной разгрузкой.

Стержневые мельницы с периферической разгрузкой (см. рис. 4, к) иногда применяют для сухого размола известняка на агломерационных фабриках.

Трубные мельницы однокамерные (см. рис. 4, *е*) и многокамерные большой длины (см. рис. 4, *ж*) используются преимущественно в цементной промышленности (для размола клинкера) и в глиноземном производстве (при помоле спека).

Мельницы галечные и фарфоровые часто применяются в химической и керамической промышленности.

Рудно-галечные бесшаровые мельницы (см. рис. 4, *л*) используются главным образом там, где необходимо избирательное измельчение (например, на асбестообогащительных фабриках).

Вибрационные шаровые мельницы применяются для сверхтонкого помола на предприятиях промышленности строительных материалов и других. Вибрационные стержневые, вибрационные роликовые (см. рис. 4, *м*) и центробежные многокамерные мельницы (см. рис. 4, *н*), проходят испытания.

ГЛАВА II

КОНСТРУКЦИИ И ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ МЕЛЬНИЦ

§ 5. Шаровые мельницы для мокрого помола

А. Шаровые мельницы с решеткой

Общий вид и продольный разрез мельницы с решеткой изображен на рис. 6.

Мельница состоит из горизонтального вращающегося цилиндрического корпуса, механического привода к нему, питателя и разгрузочного устройства.

Цилиндрический корпус состоит из барабана 1 (сваренного из стального листа) и двух торцовых крышек 2 и 3, заодно с которыми отлиты пустотелые цапфы 4 и 5. Последние вращаются в коренных подшипниках 6 и 7.

Корпус мельницы приводится во вращение электродвигателем через зубчатую передачу. Для этого на барабане 1 укрепляется зубчатый венец 8, а на приводном валу — ведущая шестерня 10.

В мельницах больших размеров тихоходный двигатель присоединяется к приводному валу непосредственно через эластичную муфту (рис. 7, *а*) на мельницах малых и средних размеров передача вращения от двигателя к приводному валу осуществляется с помощью редуктора или клиноременной передачи (рис. 7, *б*).

Шаровые мельницы с решеткой предназначаются для работы в замкнутом цикле с классифицирующим устройством (механический классификатор, гидроциклон, грохот и т. д.). Поэтому для загрузки мельницы обычно применяется улитковый питатель 11 (см. рис. 6) так называемого комбинированного типа. Помимо центрального отверстия 12 для приема исходного материала и догрузки шаров в нем имеется также черпак 13, предназначенный для подачи в мельницу оборотного продукта, т. е. песков классификатора.

При мокром измельчении в питатель вместе с рудой подается в необходимом количестве вода. Весь поступающий в питатель материал и вода подаются им внутрь пустотелой загрузочной цапфы 4. Пройдя через горловину цапфы, пульпа попадает в рабочее пространство, представляющее собой внутреннюю полость барабана 1, который облицован (футерован) изнутри плитами 14 из марганцовистой стали, закрепляемыми болтами 15.

Куски и зерна материала измельчаются загруженными в барабан стальными шарами. По мере измельчения материала пульпа непрерывно перемещается в осевом направлении и, пройдя через отверстия в решетке (диафрагме) 16, попадает в полость пульпоподъемника. В этой полости расположены радиальные ребра 17 («лифтеры») спиральной формы

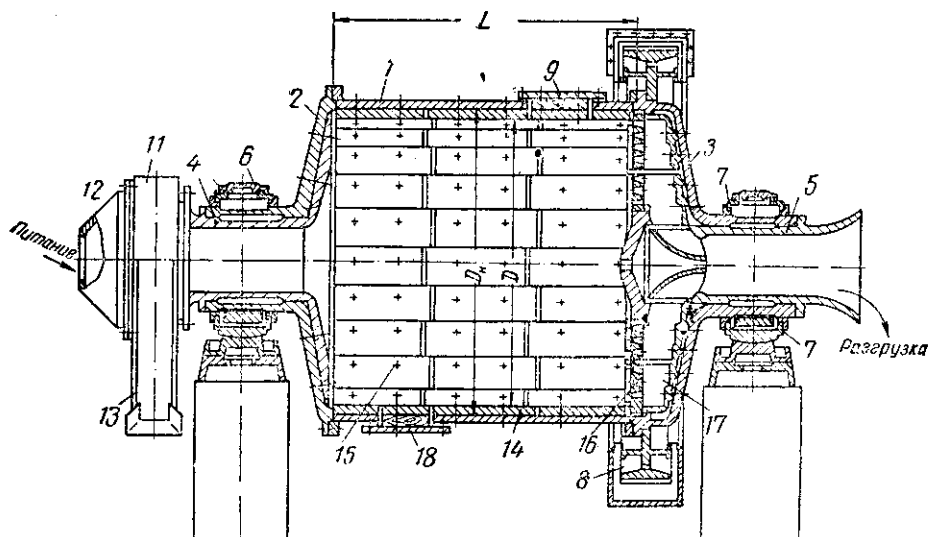
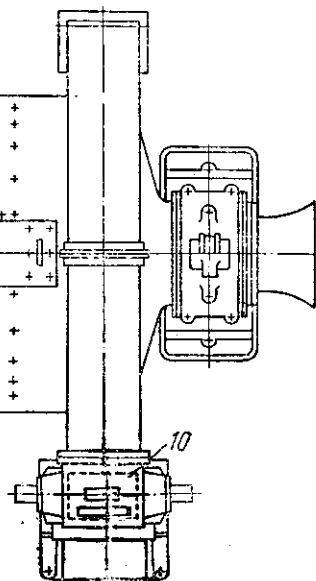


Рис. 6. Шаровая мельница с решеткой для мокрого измельчения МШР (Уралмашзавод)



формы, которыми пространство между решеткой 16 и торцевой крышкой 3 разделено на несколько секторных камер, имеющих выводные отверстия вблизи центральной оси мельницы. Камеры пульпоподъемника сообщаются через эти отверстия с внутренней полостью разгрузочной цапфы 5. При вращении мельницы радиальные ребра 17 действуют как лопасти элеваторного колеса, поднимая пульпу до уровня горловины разгрузочной цапфы, через которую пульпа удаляется из мельницы.

Пульпоподъемное устройство позволяет поддерживать низкий уровень пульпы перед диафрагмой, что создает сравнительно большую разность уровней h_2 и обеспечивает необходимую скорость осевого перемещения измельчаемой руды (см. рис. 4, з). Чем быстрее материал

продвигается вдоль мельницы, тем короче период его контакта с шаром (или время измельчения), а следовательно, тем крупнее оказывается готовый продукт. Скорость осевого перемещения регулируется количеством подаваемого в единицу времени исходного материала и воды, а при работе мельницы в замкнутом цикле с классификатором — также величиной циркулирующей нагрузки.

Для разгрузки изношенных шаров и для осмотра мельницы служат люки 9 и 18 (рис. 6).

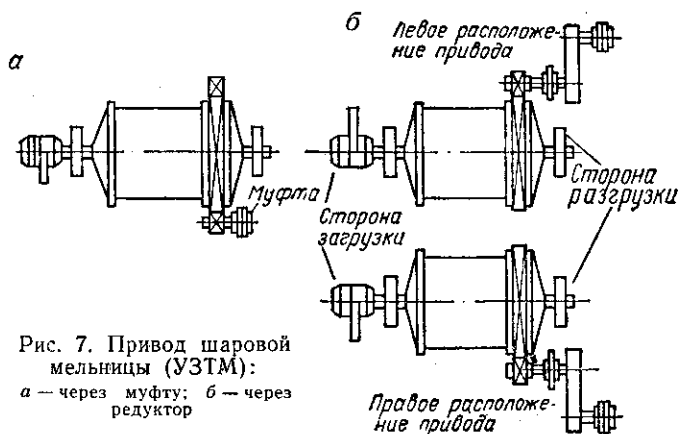


Рис. 7. Привод шаровой мельницы (УЗТМ):

а — через муфту; б — через редуктор

В размерном ряду, утвержденном в 1960 г. Государственным комитетом Совета Министров СССР по автоматизации и машиностроению [5] и ГОСТ 10141—62 предусмотрено двенадцать типоразмеров шаровых мельниц с решеткой (табл. 4).

Таблица 4
Основные параметры шаровых мельниц с решеткой для мокрого измельчения (ГОСТ 10141—62)

Типоразмеры	Основные размеры барабана, мм		Номинальный рабочий объем, м ³	Расчетный рабочий объем* (при ноющей футеровке) V, м ³	Скорость вращения барабана n, об/мин, не менее	Мощность электродвигателя N _{дв} , кВт, не более	Вес мельницы с редуктором без электрооборудования и без шаров, т, не более	Вес барабана с шаром и пульпой, т, не более	Вес шаров, т
	Внутренний диаметр (без футеровки) D _н	Длина L							
МШР-9-9	900	900	0,45	0,45	40,0	13	6,7	7	0,9
МШР-12-12	1200	1200	1,12	1,12	35,0	30	13	14	2,3
МШР-15-16	1500	1600	2,24	2,24	30,0	55	25	25	4,6
МШР-21-15	2100	1500	4,5	4,3	24,4	130	41	40	9,0
МШР-21-22	2100	2200	6,3	6,3	24,6	160	44	48	13
МШР-27-21	2700	2100	10,0	10,4	21,0	300	72	68	21
МШР-27-27	2700	2700	14,0	13,2	21,0	380	76	85	27
МШР-32-31	3200	3100	22,4	22,0	19,8	630	98	125	45
МШР-36-40	3600	4000	35,5	35,5	18,0	1000	154	200	74
МШР-36-45	3600	5000	45,0	45	18,0	1250	180	250	93
МШР-40-50	4000	5000	55,0	56	17,4	1600	220	310	116
МШР-45-50	4500	5000	71,0	71	16,5	(2500)**	254	390	147

* 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 МШР-21-15 до 32—31 и 120 мм — для остальных.

** Мощность двигателя для МШР-45-50 ГОСТом не нормируется.

Номинальные размеры мельницы определяются внутренним диаметром ее D_n (без учета толщины футеровки) и длиной корпуса L (рис. 6). Например, мельница с решеткой, имеющая номинальный диаметр барабана $D_n=3200$ мм и длину $L=3100$ мм, обозначается следующим образом: «мельница МШР-32-31, ГОСТ 10141—62».

ГОСТом вес шаров не нормируется. Общий вес шаровой загрузки находится в зависимости от принятого коэффициента объемного заполнения мельницы шарами (φ) и от насыпного веса шаров ($\gamma_{ш}$). В табл. 4 приведен вес шаров, подсчитанный для расчетного объема V мельницы для случая заполнения $\varphi = 45\%$ и насыпного веса шаров $\gamma_{ш} = 4,6$ т/м³. При меньших и больших значениях этих параметров вес шаровой загрузки соответственно изменяется и определяется по формуле

$$G_{ш} = \frac{\varphi}{100} V \gamma_{ш}, \text{ т.}$$

Мощность двигателя зависит от шаровой загрузки и от скорости вращения мельницы. Относительная угловая скорость (ψ) обычно выражается в процентах от условной критической скорости. Скорость вращения барабана, соответствующая критической скорости, определяется по формуле

$$n_{кр} = \frac{42,3}{\sqrt{D}}, \text{ об/мин,}$$

где D — диаметр барабана, в свету (с учетом толщины футеровочных плит), м.

Коэффициент относительной скорости

$$\psi = 100 \frac{n}{n_{кр}}, \%$$

где n — фактическая скорость вращения барабана, об/мин.

Таблица 5

Техническая характеристика малых шаровых мельниц с решеткой

Показатели	Типоразмеры		
	4ШМ-0 (МШР-9-9, рис. I)	4ШМ-2 (МШР-12-12, рис. I)	4СМ-603 (МШР-15-15, рис. II)
	Номинальные размеры ($D_n \times L$), мм		
	900×900	1200×1200	1500×1500
Наименьший рабочий объем мельницы, м ³	0,45	1,12	2,24
Радиус питателя, мм	715	1140	1400
Скорость вращения мельницы, об/мин	40	35	30
Тип привода	Через редуктор	Через редуктор	Через редуктор
Электродвигатель привода:			
тип	АК-72-8	АК-82-8	АК-91-6
мощность, квт	14	28	55
скорость вращения, об/мин	700	710	970
напряжение, в	230/380	220/380	220/380
вес, кг	260	440	640
Вес, т:			
футеровки	1,98	2,61	—
венца	0,6	0,91	—
питателя	0,28	—	—
шаров	0,68	1,0	3,0
Общий вес мельницы с футеровкой, но без электрооборудования и шаров, т	6,7	13,25	13,9
Завод-изготовитель	Ленинградский завод им. Котлякова		Куйбышевский завод «Строммашина»

Техническая характеристика средних и больших мельниц с решеткой

Показатели	Типоразмеры									
	МШР-21-15	МШР-21-22	МШР-27-21	МШР-27-27	МШР-32-31	МШР-36-40	МШР-36-50	МШР-40-50	МШР-45-50	
	Номинальные размеры (D и L), мм									
	2100×1500	2100×2200	2700×2100	2700×2700	3200×3100	3600×4000	3600×5000	4000×5000	4500×5000	
Наименьший рабочий объем мельницы, м ³	4,3	6,3	10,2	13,2	22,0	36,0	45	56	71	
Радиус питателя, мм	1500	1500	1800	1800	2000	2400	2400	2400	2400	
Скорость вращения мельницы, об/мин	24,4	24,6	21	21	19,8	18,1	18,12	17,36	16,4	
Тип привода	Через редуктор									
Электродвигатель привода: тип	AK-104-8	AK-105-8; AK-113-8	ДС-213/34-32	ДС-213/34-32	ДС-213/29-24	ДС-260/44-36	ДС-260/44-52			
мощность, кВт	125	160 160	300	380	600	1100	1250	1700	2000	
скорость вращения, об/мин	735	730 730	187	187	250	167	187			
напряжение, в	220/380/500	380 3000	3000/6000	3000/6000	3000/6000	6000 и 3000	6000	6000 и 3000	6000 и 3000	
вес, кг	1365	1365 1770	10900	10900	10500	16300	16750			
Вес, т:										
футеровки	8,9	11,5	18,7	—	28,15	44,7	50,4	—	—	
венца	3,6	3,6	6,6	—	12,77	—	—	—	—	
питателя	1,72	1,72	2,2	—	4,1	—	—	—	—	
шаров	12*	16,0*	22,0*	28,0	47,0*	60,0*	96,5*	—	—	
Общий вес мельницы с футеровкой, но без электрооборудования и шаров, т	40,3	44,4	70,0	75,5	95,4	154 110	163 260	—	—	
Завод-изготовитель	Сызранский завод (СЗТМ) БУ-123	Сызранский завод (СЗТМ) БУ-124	Уралмаш-завод	Уралмаш-завод	Уралмаш-завод	Новокура-торский (НКМЗ) 042414	Новокура-торский (НКМЗ) 03/2 42641	Уралмаш завод	Уралмаш-завод	
Номер заводского чертежа			1344-00-2	1346-00-3	1342 . 00					

* Вес шаров, указанных в технических характеристиках заводов, должен быть заменен весом, приведенным в табл. 4

Примечание. При индивидуальной системе жидкой смазки в поставку входит маслонасос Ш-35 производительностью 35 л/мин с двигателем АО-42-4 ($N = 2,8$ кВт $n = 1420$ об/мин, $G_{ш} = 45$ кг)

Если считать (применительно к табл. 4) коэффициент $\psi \approx 80\%$, то мощность двигателя $N_{дв}$ (приведенная в той же таблице) может быть определена из условия, что удельная мощность составляет приблизительно от 28 до 33 кВт на 1 м³ наименьшего объема (меньшее значение относится к самой малой, а большее — к самой большой мельнице).

Технические характеристики мельниц, изготавливаемых заводами СССР, приведены в табл. 5 и 6.

Б. Шаровые мельницы с центральной разгрузкой

Разрез мельницы с центральной разгрузкой и общая схема установки ее изображены на рис. 8. Отличие мельницы этого типа от предыду-

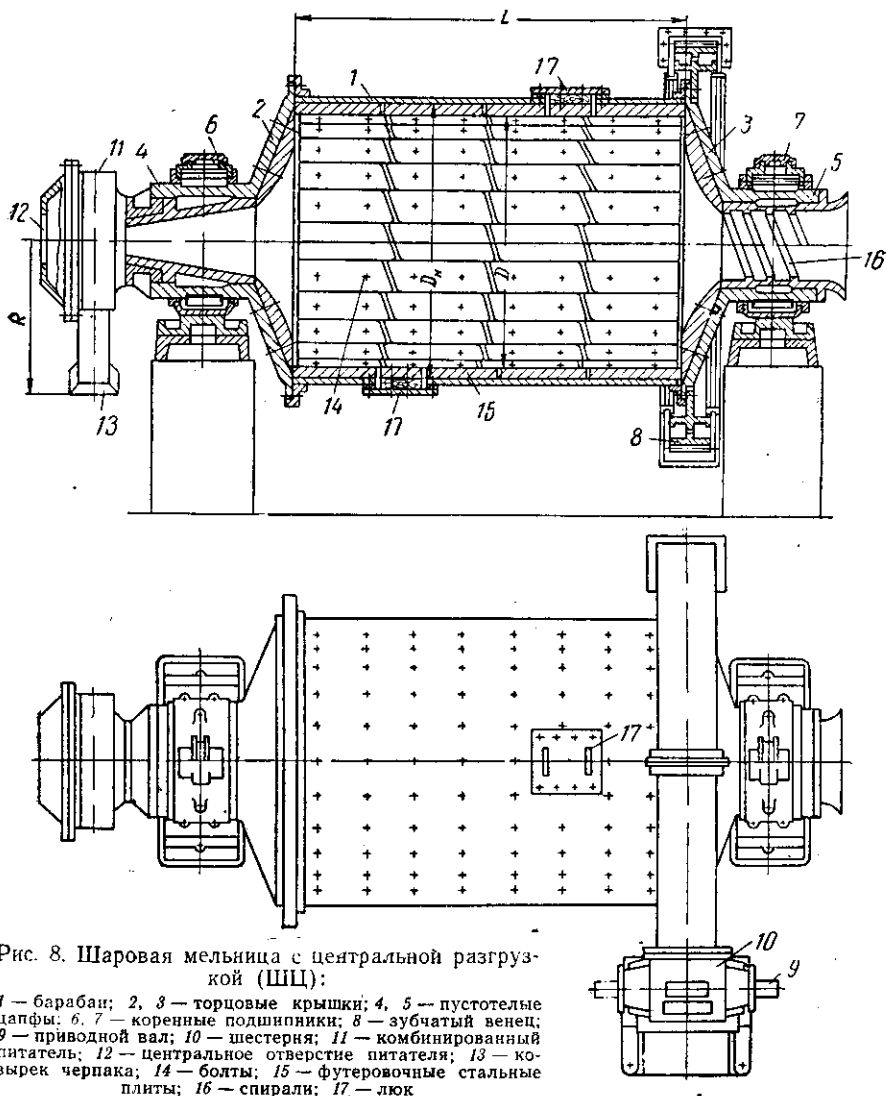


Рис. 8. Шаровая мельница с центральной разгрузкой (ШЦ):

1 — барабан; 2, 3 — торцовые крышки; 4, 5 — пустотелые цапфы; 6, 7 — коренные подшипники; 8 — зубчатый венец; 9 — приводной вал; 10 — шестерня; 11 — комбинированный питатель; 12 — центральное отверстие питателя; 13 — козырек черпака; 14 — болты; 15 — футеровочные стальные плиты; 16 — спирали; 17 — люк

щей состоит лишь в том, что здесь пульпа разгружается непосредственно через разгрузочную цапфу, а решетка и пульпоподъемник — отсутствуют. Поэтому мельница с центральной разгрузкой характеризуется высоким уровнем пульпы (см. рис. 4, в). В остальном конструкция ее вполне аналогична предыдущей.

В связи с отсутствием промежуточной решетки, задерживающей шары, разгрузочная цапфа 5 в мельницах рассматриваемого типа снабжается внутренней податочной спиралью 16, витки которой расположены таким образом, чтобы шары, случайно попавшие в полость цапфы, возвращались в рабочее пространство.

Мельницы малых размеров приводятся в движение от двигателя через редуктор, большие — через муфту (см. рис. 7).

Таблица 7

Основные параметры шаровых мельниц с центральной разгрузкой для мокрого измельчения (ГОСТ 10141—62)

Типоразмеры	Основные размеры барабана, мм		Номинальный рабочий объем, м ³	Расчетный рабочий объем* при новой футеровке V, м ³	Скорость вращения барабана n, об/мин. не менее	Мощность электродвигателя N _{дв} , кВт, не более	Вес мельницы с редуктором без электрооборудования, т, не более	Вес шаров G _ш , т
	Внутренний диаметр (без футеровки) D _н	Длина L						
МШЦ-9-18	900	1800	1	0,9	42	22	8	1,5
МШЦ-12-24	1200	2400	2,5	2,3	35	55	16	3,7
МШЦ-15-31	1500	3100	4	4,5	30	100	20	7,5
МШЦ-21-30	2100	3000	8	8,6	24	200	50	14,0
МШЦ-27-36	2700	3600	16	17,5	21	400	85	2,8
МШЦ-32-45	3200	4500	32	32	19,8	800	145	53,0
МШЦ-36-55	3600	5500	50	49	18,2	1250	170	81,0
МШЦ-40-55	4000	5500	63	61	17,4	1600	205	100,0
МШЦ-45-60	4500	6000	80	85	16	(2500)**	—	140,0

* Расчетный (наименьший) рабочий объем V ГОСТом не нормируется и 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 32—45 и 120 мм — для остальных.

** Мощность двигателя и вес МШЦ-45-60 ГОСТом не нормируется.

Основные параметры мельниц приведены в табл. 7, в которой предусмотрено девять типоразмеров (МШЦ). Сокращенные обозначения мельницы мокрого помола с центральной разгрузкой, диаметром барабана D_н=1500 мм и длиной L=3100 мм: «мельница МШЦ-15-31 ГОСТ 10141—62».

Вес шаров ГОСТом не нормируется, в таблице приведен вес при φ=36% и γ_ш=4,6 т/м³;

Техническая характеристика изготавливаемых мельниц рассматриваемого типа (для мокрого измельчения) приведена в табл. 8.

По сравнению с мельницами, имеющими решетку, мельницы данного типа обладают несколько меньшей пропускной способностью. Это объясняется меньшей скоростью продвижения материала в связи с меньшей разностью уровней пульпы в загрузочном и разгрузочном конце барабана.

В некоторых справочниках и руководствах указывается, что при одинаковых размерах производительность мельниц с центральной разгрузкой ниже на 10%, а область их применения совпадает. В настоящее время этот взгляд следует считать устаревшим. Как уже говорилось выше, действительное различие мельниц обоих типов состоит не в производительности, а в области их применения: мельницы с решеткой пригодны главным образом для сравнительно крупного измельчения первой стадии (примерно до 50—60% класса минус 0,074 мм), а с центральной разгрузкой — для тонкого и особо тонкого размола второй стадии (до 95% класса минус 0,074 мм и мельче), так как в них происходит автоматическая классификация продукта измельчения, удаляющегося декантацией.

Таблица 8

Техническая характеристика шаровых мельниц с центральной разгрузкой для мокрого измельчения

Показатели	Типоразмеры				
	МШЦ-9-18	МШЦ-15-31	МШЦ-27-36	МШЦ-36-55	МШЦ-40-5500
	Номинальные размеры ($D_H \times L$), мм				
	900×1800	1500×3100	2700×3600	3600×5500	4000×5500
Наименьший рабочий объем мельницы, м ³ . . .	0,9	4,5	17,1	49	62
Радиус черпака питателя, мм	900	1400	1800	2400	2400
Скорость вращения мельницы, об/мин	42	30	21	18,1	17,36
Тип привода	Через редуктор	Через редуктор	Через муфту	Через муфту	Через муфту
Электродвигатель привода:					
тип	АОП-73-6	АК-103-8	ДС-213/34-32	ДС-260/44-32	—
мощность, квт	20	100	380	1250	1300
скорость вращения, об/мин	980	725	187	187	167
напряжение, в	—	—	3000/6000	6000	6000 и 3000
вес, кг	310	1190	10 900	16 750	—
Вес, т:					
футеровки	—	—	26	59	—
венца	—	—	6,75	—	—
питателя	0,33	—	2,2	—	—
шаров	1,6*	8,0*	37*	106*	—
Вес мельницы с футеровкой, но без оборудования и шаров, т	4,62	10,736	79,5	168	280
Завод-изготовитель	Куйбышевский завод «Строммашина»	Куйбышевский завод «Строммашина»	Уралмаш-завод и Сызранский (СЗТМ)	Новокраматорский (НКМЗ)	Уралмаш-завод
Номер заводского чертежа	СМ-434	СМ-601	1360-00	0-40718	—

* Вес шаров в данной таблице является ориентировочным; уточнение веса см. в табл. 7.

§ 6. Шаровые мельницы сухого помола

А. Шаровая мельница периодического действия

Общий вид мельницы периодического действия (диаметром $D = 900$ мм и длиной $L = 1100$ мм), изготавливаемой Выксунским заводом дробильно-размольного оборудования, представлен на рис. 9. Мельница приводится в движение двигателем 1 мощностью 14 квт ($n = 980$ об/мин) через клиноременную передачу 2 и зубчатую передачу 3, 4. Барабан 5 делает 35 об/мин.

Общий вес машины с шарами и футеровкой 4820 кг, из них вес футеровочных плит — 1400 кг, шаров — 920 кг. Рекомендуемая крупность питания — не свыше 20—0 мм. Исходный материал и шары загружаются через закрываемый крышкой люк 6. По окончании цикла измельчения одной порции исходного материала мельницу останавливают, когда люк 6 находится внизу, и содержимое ее разгружается (через этот же люк) на специальную решетку, где задерживаются шары.

По данным завода-изготовителя при сухом помоле материала ниже средней твердости до 95% класса минус 0,074 мм производительность мельницы достигает 200 кг/ч.

Б. Мельницы с периферической разгрузкой

К числу мельниц для сухого помола относятся так называемые мельницы с периферической разгрузкой (рис. 10).

Футеровочные плиты располагаются по внутренней поверхности барабана таким образом, что между секциями имеются зазоры, через которые мелкий материал

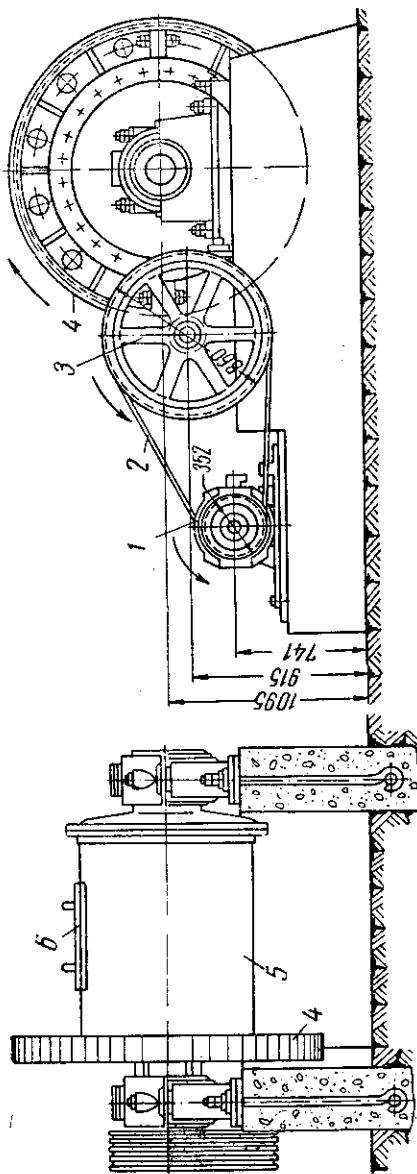


Рис. 9. Шаровая мельница периодического действия 900 × 1100 (марка СМ-218, Выксунский завод)

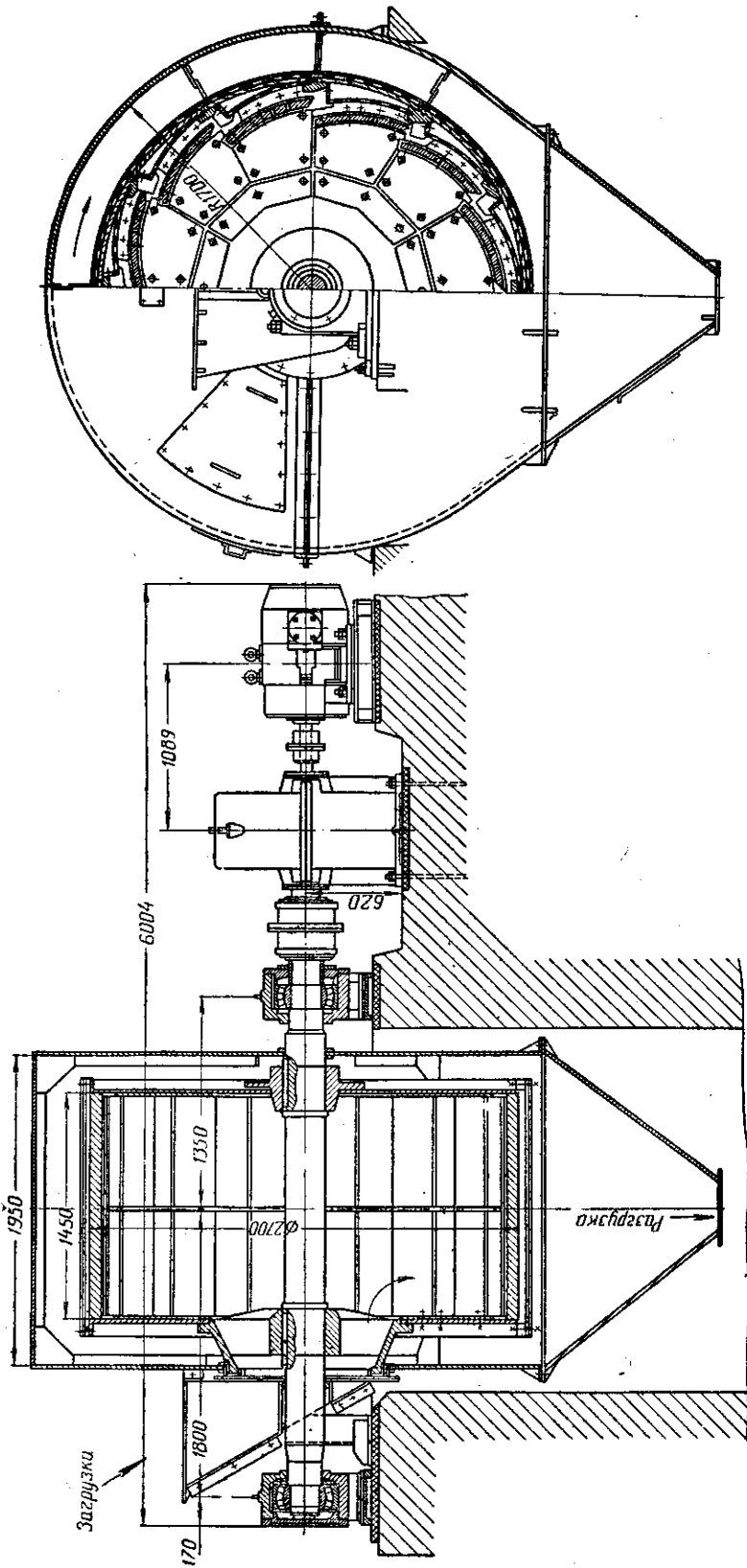


Рис. 10. Шаровая мельница для сухого помола с периферической разгрузкой через сито 2700 × 1450 (завод «Электростальяжмаш»)

проваливается в пространство (карманы) между футеровкой и барабаном. Барабан выполняется в виде сита или решета, т. е. листа с перфорированными отверстиями. Агрегат совмещает две машины — мельницу и цилиндрический барабанный грохот, через отверстия которого готовый измельченный продукт проходит в разгрузочную воронку. Надрешетный продукт сита возвращается из карманов в рабочее пространство на доизмельчение через щели между плитами.

Для устранения пылевыделения вся мельница закрывается герметическим кожухом, соединенным с загрузочной воронкой на фланцах.

В. Малые шаровые мельницы с центральной разгрузкой

Эти мельницы (рис. 11) почти не отличаются от таких же мельниц мокрого помола. Улитковый питатель отсутствует; загрузка материала производится через центр цапфы. Для продвижения материала предназначены спирали, находящиеся внутри цапф.

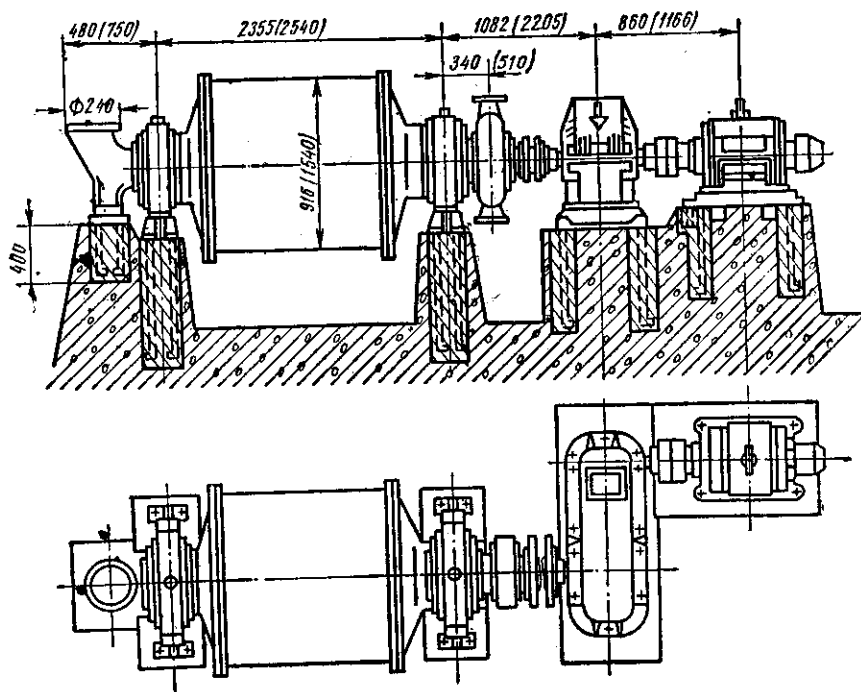


Рис. 11. Шаровые мельницы для сухого помола 900 × 1800 (марка СМ-432) и 1500 × 1500 (марка СМ-604; Куйбышевский завод «Строммашина»); в скобках — размеры для мельницы 1500 × 1500

Техническая характеристика мельниц приведена в табл. 9.

Таблица 9

Техническая характеристика шаровых мельниц для сухого помола

Показатели	Типоразмеры ($D_n \times L$), мм				
	С периферической разгрузкой через сито 2700 × 1450 (рис. 10)	С центральной разгрузкой		Для работы в замкнутом цикле с воздушным сепаратором 4000 × 8000 (Ш-50) (рис. 12)	Трубная двухкамерная 1500 × 5700 Ш-2-МА (рис. 13)
	900 × 1800 (рис. 11)	1500 × 1500 (рис. 11)			
Рабочий объем, m^3 . . .	8,3	0,9	2,3	90	10
Скорость вращения мельницы, об/мин	20,5	42	30	16,7	27
Тип привода	Через редуктор	Через редуктор	Через редуктор	Через муфту	Через клиновые ремни «А» 7174—10 шт.

Показатели	Типоразмеры ($D_n \times L$), мм				
	С периферической разгрузкой через сито 2700x1450 (рис. 10)	С центральной разгрузкой		Для работы в замкнутом цикле с воздушным сепаратором 4000x8000 (Ш-50) (рис. 12)	Трубная двухкамерная 1500x5700 Ш-2-МА (рис. 13)
		900x1800 (рис. 11)	1500x1500 (рис. 11)		
Электродвигатель привода:					
тип	МА-146-1/6	АОП-73-6	АК-91-6	ДС-2209-60	АМ-6-127-8
мощность, <i>квт</i>	46	20	55	2460	130
скорость вращения, <i>об/мин</i>	980	980	970	100	780
вес, <i>кг</i>	720	310	740	49000	—
Система смазки подшипников	Капельные масленки			Циркуляционная смазка	Капельные масленки
Вес, <i>т</i> :					
барабана с крышками, но без футеровки шаров	15,4	3,2	9,95	51,3	—
Вес мельницы с футеровкой, но без шаров и двигателя, <i>т</i>	2,5	1,6	3,0	127,0	12,25
Завод-изготовитель	22,2 «Электростальтяжмаш»	4,78 Куйбышевский завод «Строммашина»	12,385 Куйбышевский завод «Строммашина»	193 Сызранский завод (СЗТМ)	26,055 Куйбышевский завод «Строммашина»
Номер заводского чертежа	1—64444	СМ-432	СМ-604	Ш-50	138-0-9
Ориентировочная производительность Q (<i>т/ч</i>) при крупности готового продукта, <i>мм</i> :					
2,5	—	—	5,61	—	—
1,2	—	—	4,75	—	—
0,83	—	1,35	—	—	—
0,6	—	—	3,91	—	—
0,42	—	—	—	—	—
0,3	—	0,79	2,8	—	—
0,2	—	0,55	2,15	—	—
0,15	3,0	0,32	—	—	—
0,10	—	—	1,2	—	—
0,074	0,440	—	0,44	—	—

Г. Большие шаровые мельницы сухого помола в замкнутом цикле

Для так называемого пылеприготовления, т. е. размола угля в пылевидное топливо, используемое в топках котельных установок электростанций, применяются 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.

В последнее время такие мельницы применяют и для сухого помола некоторых неметаллических ископаемых. Примером подобного рода может служить установка для сухого измельчения весьма крепкого алуниита, запроектированная Гипроалюминием. Для нее принята шаровая мельница особо крупных размеров (4000 x 8000 x 8000 мм, объемом 90 м³). Установочная мощность двигателя 2460 *квт*. По номенклатуре Сызранского машиностроительного завода мельница имеет марку Ш-50. На рис. 12

В целях предохранения торцовых крышек от износа их также защищают футеровкой, образующей плоскую торцовую поверхность 11.

Для того чтобы стержни сохраняли правильное положение, параллельное оси барабана, длина их (L) обычно вдвое больше диаметра мельницы (D) $L:D=2$. В последнее время изготавливаются также мельницы с отношением $L:D = 1:1.5$.

Конструктивным отличием стержневых мельниц от шаровых является увеличенный диаметр разгрузочной горловины. Соответственно большей длине барабана у стержневых мельниц он берется больше, чем у

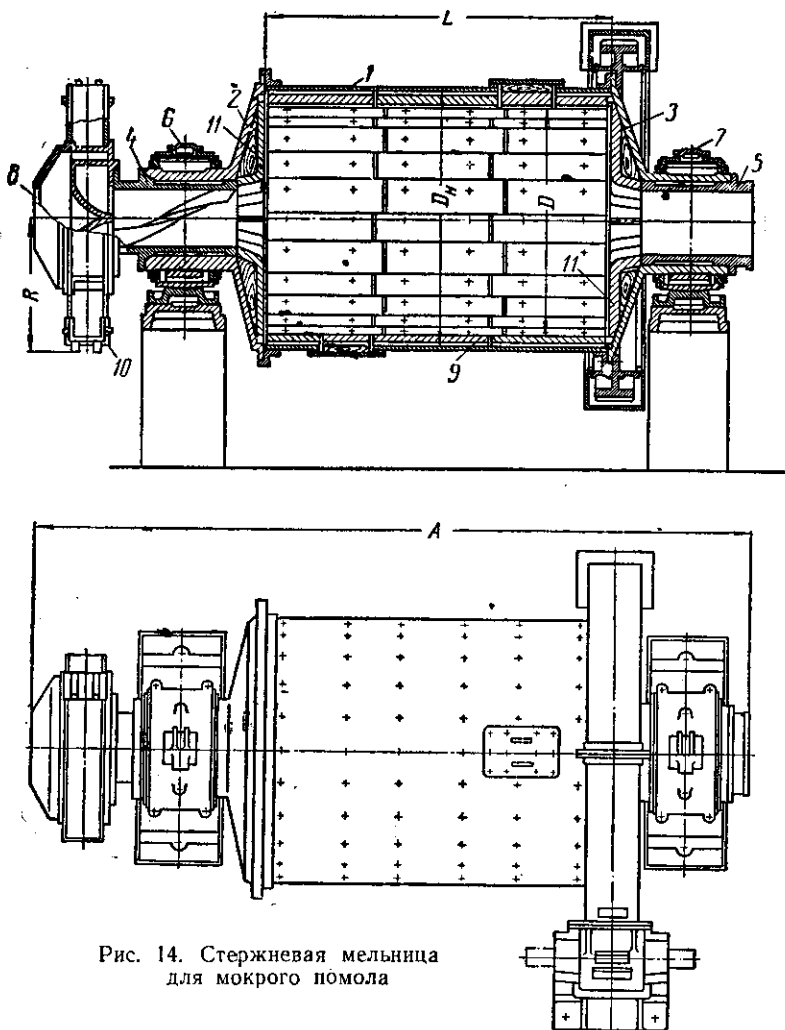


Рис. 14. Стержневая мельница для мокрого помола

шаровых мельниц того же диаметра, для того чтобы снизить уровень пульпы у разгрузочного конца и благодаря этому сохранить или даже увеличить скорость прохождения материала. Загрузочная горловина рассчитывается при этом на пропуск большего, чем для шаровых мельниц, количества материала в единицу времени. Внутренний диаметр разгрузочной цапфы 5 в больших мельницах — 1200 мм и более, что позволяет иметь непосредственный доступ в мельницу через горловину. При смене футеровки мельниц малого размера снимают одну из торцовых крышек. Обычно стержни на 25—50 мм короче барабана; диаметр их — от 40 до 125 мм. Свободный полет стержней не допускается, они должны перемещаться только путем перекатывания. Чтобы заставить их перекатываться

более или менее правильно, скорость вращения стержневой мельницы уменьшают по сравнению с шаровой примерно на 25%.

Стержневые мельницы применяются преимущественно для грубого помола. Продукт стержневых мельниц, по сравнению с продуктом шаровых, имеет меньшее переизмельчение: его характеристика крупности менее вогнута. Объясняется это тем, что удар шара имеет местный («точечный») характер, обуславливающий разрушение материала шарами в тонкий порошок, в то время как длинный стержень бьет кусок по удлинённой площадке, давая при ударе более крупные осколки. Вместе с тем благодаря большой длине стержней вероятность прохождения недоизмельченных крупных кусков через все рабочее пространство в стержневых мельницах значительно меньше, чем в шаровых, где сравнительно крупные частицы руды могут пройти через мельницу, не встретив на своем пути шаров достаточных для их разрушения размеров. По этой причине стержневая мельница дает значительно меньшее количество самых крупных фракций по сравнению с шаровой. Вся графическая характеристика продукта получается менее вогнутой.

Стержневые мельницы работают при мокром измельчении на довольно густой пульпе, прилипающей к стержням и «перетираемой» при их перекатывании.

Гибкость стержней позволяет применять их для размолда даже таких эластичных материалов, как древесное сырье бумажных фабрик и т. п. Однако во всех случаях стержни должны быть изготовлены из высокоуглеродистой стали, так как стержни из мягкой стали после некоторого износа изгибаются в петли, что крайне затрудняет удаление их из мельницы.

Размерным рядом, утвержденным Государственным комитетом по автоматизации и машиностроению в 1960 г., и ГОСТ 10141—62 предусмотрено девять типоразмеров стержневых мельниц с центральной разгрузкой — МСЦ (табл. 10). Пример обозначения стержневой мельницы диаметром барабана $D_n=2100$ мм и длиной $L=3000$ мм: мельница МСЦ-21-30 ГОСТ 10141—62.

Техническая характеристика стержневых мельниц для мокрого помола представлена в табл. 11.

Таблица 10
Основные параметры стержневых мельниц для мокрого измельчения
(ГОСТ 10141—62)

Типо-размеры	Основные размеры барабана, мм		Номинальный рабочий объем, м ³	Расчетный рабочий объем* (при новой футеровке) V, м ³	Скорость вращения барабана n, об/мин, не менее	Мощность электродвигателя N дв., кВт, не более	Вес мельницы с редуктором без электрооборудования и без стержней, т, не более	Вес стержней** G, т
	внутренний диаметр (без футеровки) D _n	длина L						
МСЦ-9-18	900	1800	1,0	0,9	33	22	8	2,1
МСЦ-12-24	1200	2400	2,5	2,3	28	55	16	5,3
МСЦ-15-31	1500	3100	4,0	4,5	25	100	20	10,3
МСЦ-21-30	2100	3000	8,0	8,6	16,5	200	50	20,0
МСЦ-27-36	2700	3600	16	17,5	15,6	400	85	40
МСЦ-32-45	3200	4500	32	32,0	14,6	800	145	74
МСЦ-36-55	3600	5500	50	49,0	13,6	1250	170	113
МСЦ-40-55	4000	5500	63	61,0	12,9	1600	205	140
МСЦ-45-60	4500	6000	80	85,0	12,5	2500***	—	195

* Расчетный (наименьший) рабочий объем V ГОСТом не нормируется и 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.

** ГОСТом вес стержней не нормируется; в настоящей таблице приведен вес при $\varphi = 35\%$ и $\gamma_c = 6,6$ т/м³.

*** Мощность двигателя и вес мельницы МСЦ-45-60 ГОСТом не нормируется.

Техническая характеристика стержневых мельниц мокрого измельчения

Таблица 11

Показатели	Типоразмеры																		
	МСЦ-9-18		МСЦ-12-24		МСЦ-15-31		МСЦ-21-30		МСЦ-27-36		МСЦ-32-45		МСЦ-36-55		МСЦ-40-55		МСЦ-45-60		
	900×1800	1200×2400	1500×3100	2100×3100	2700×3600	3200×4500	3600×5500	4000×5500	4500×6000	Номинальные размеры (D _H × L), мм									
Рабочий объем мельницы, м ³	0,9	2,3	4,5	8,6	17,5	32	49	61	85										
Радиус питателя, мм	875	1140	1400	1500	1800	2771	—	—	—										
Скорость вращения мельницы, об/мин	33	28	25	16,5	15,6	14,6	13,7	12,9	—	Через муфту									
Тип привода	Через редуктор																		
Электроприводитель привода:																			
тип	АОП-72-4	AK-91-8	AK-103-8	AK-114-8	AK-113-8	AK-114-8	ФАМСО-147-8	ДС-213/34-32	ДС-260/39-36	ДС-260/44-36									
напряжение	—	40	100	300	380/500	3000	6000	3000/6000	3000/6000	3000/6000									
мощность, кат	20	—	—	200	200	200	200	380	900	1300									
скорость вращения, об/мин	1460	720	725	730	735	735	735	187	167	167									
вес, кг	280	640	1190	1770	1770	1990	2900	10 900	15 600	142 000									
Вес, т:																			
футеровки	—	5,4	—	14	—	—	—	25,5	40,24	59									
барабана с торцовыми крышками, но без футеровки	—	5,2	—	—	—	—	—	2,68	—	—									
венца	0,36	9,91	—	—	—	—	—	7,3	—	—									
стержней*	2,2	5,5	11,9	24	—	—	—	44,0	75	142									
Вес мельницы с футеровкой, но без стержней и электроприводителя, т	4,66	15,92	19,926	47,4	86,48	137,3	166,5	167	167	166,5									
Завод-изготовитель	Кудбышевский завод «Строммашина»	Им. Котлякова	Кудбышевский завод «Строммашина»	Сызранский завод (СЗТМ)	Сызранский завод (СЗТМ)	Сызранский завод (СЗТМ)	Сызранский завод (СЗТМ)	Уралмашзавод и Сызранский завод (СЗТМ)	Новокурама-торский завод	Новокурама-торский завод									
Номер заводского чертежа	СМ-435	4-СМ-2	СМ-602	Бу-135-01	1348-00-1	0-42433	0-40786	—	—	—									

* Вес стержней — ориентировочный; уточненные веса см. в табл. 10.

§ 8. Стержневые мельницы сухого помола

Стержневые мельницы для сухого помола изготавливаются двух типов: с центральной разгрузкой (рис. 15 и 16) и с периферической разгрузкой — через окна, расположенные у разгрузочного торца барабана. Общий вид такой мельницы показан на рис. 17. В обоих случаях горловина загрузочной цапфы снабжается подающей спиралью для осевого перемещения загружаемого материала.

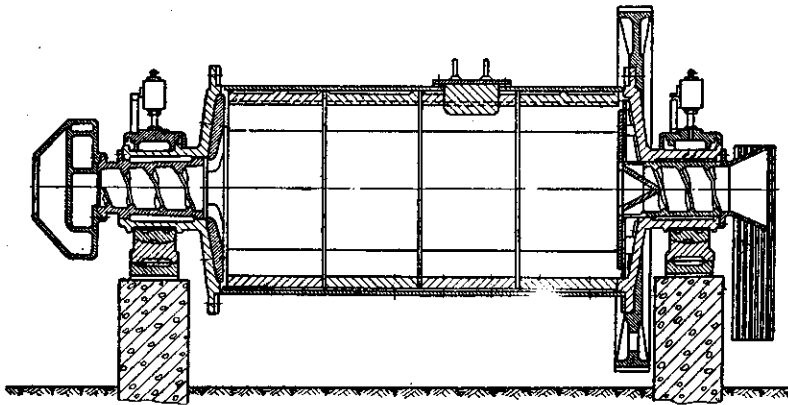


Рис. 15. Схема стержневой мельницы для сухого помола

Техническая характеристика мельниц приведена в табл. 12.

Таблица 12

Техническая характеристика стержневых мельниц сухого помола

Показатели	Типоразмеры	
	СМ-433	А-126
	Номинальные размеры ($D_n \times L$), мм	
	900×1800 (рис. 16)	2100×3000 (рис. 17)
Рабочий объем мельницы, m^3	0,9	9,0
Скорость вращения мельницы, $об/мин$	33	16,5
Тип привода	Через редуктор	
Электродвигатель привода:		
тип	АОП-72-4	ДС-99-7-16А
мощность, $квт$	20	190
скорость вращения, $об/мин$	1460	375
вес, $кг$	280	2800
Вес, t :		
футеровки	—	15
барабана с торцовыми крышками, но без футеровки	—	—
венца	—	—
стержней	2,2	24,0
Вес мельницы с футеровкой, но без стержней и электродвигателя, t	4,8	46
Завод-изготовитель	Куйбышевский завод «Стром-машина»	Сызранский завод (СЗТМ)
Номер заводского чертежа	СМ-433-00	А-126-01

§ 9. Бесшаровые (рудно-галечные) мельницы

Известны три основных варианта рудно-галечных мельниц: а) бесшаровые мельницы большого диаметра (типа «Аэрофол»), предназначенные главным образом для сухого помола; б) каскадные — большого диаметра — для мокрого помола; в) рудно-галечные мельницы нормального размера, по своей конструкции не отличающиеся от обычных

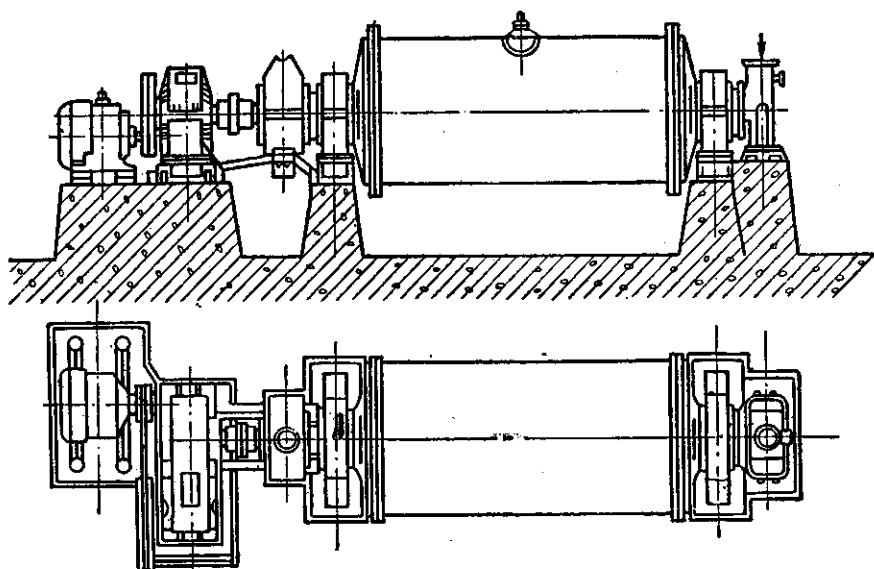


Рис. 16. Стержневая мельница для сухого помола 900 × 1800 (марка СМ-433; Куйбышевский завод «Строммашинна»)

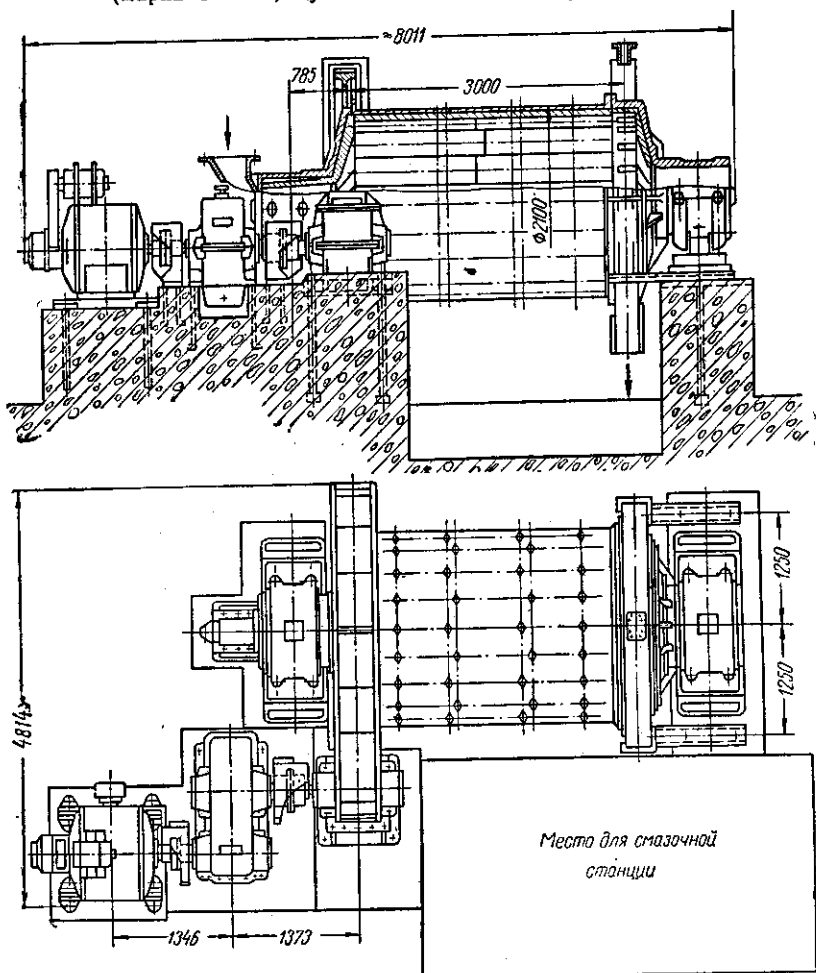


Рис. 17. Стержневая мельница для сухого помола 2100 × 3000 (Сызранский завод)

шаровых и применяемые для мокрого измельчения. Применительно к этому варианту любая шаровая мельница может быть превращена в рудогалечную путем замены измельчающей среды.

А. Бесшаровые мельницы для сухого помола (типа «Аэрофол»)

Продольный разрез мельницы «Аэрофол» представлен на рис. 18, общий вид установки — на рис. 19.

Вместе с рудой, загружаемой конвейером 1 (рис. 19) через воронку 2, в мельницу 3 попадает и засасываемый из атмосферы воздух. Мелкие фракции руды уносятся из мельницы воздушным потоком через цапфу 4 в воздушный сепаратор 5, где в результате резкого изменения

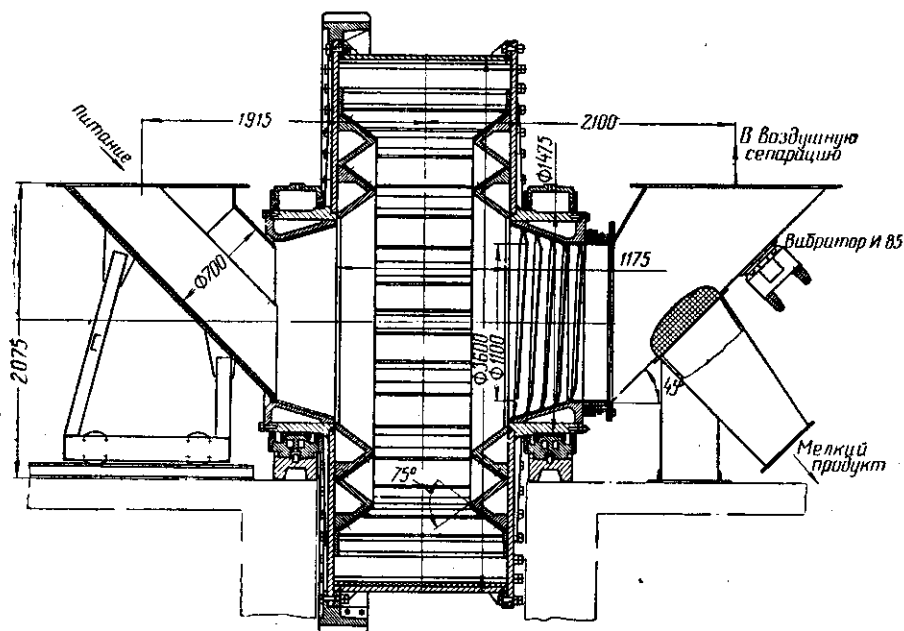


Рис. 18. Разрез бесшаровой мельницы «Аэрофол»

направления потока оседают самые крупные зерна руды, возвращающиеся самотеком в мельницу, в то время как мелкие фракции поднимаются потоком в батарею воздушных циклонов 6. Здесь отделяется готовый мелкий продукт, подаваемый патрубками 14 в приемник 15. Освобожденный от пыли воздух засасывается из циклонов (через трубопровод 7) в эксгаустер (вентилятор с большим разрежением) 8, которым он нагнетается по трубе 9 в водяной скруббер 10. По патрубку 11 очищенный воздух отсасывается из скруббера вторым вентилятором 12, выбрасывающим его в атмосферу через трубу 13.

Основное преимущество мельниц большого диаметра — способность принимать крупные куски, размером до 600—900 мм, и давать мелкий готовый продукт в необходимых случаях крупностью до минус 0,050 мм. Такая мельница способна заменить несколько дробильно-измельчительных агрегатов, требующихся для последовательных стадий дробления и размола. На некоторых фабриках весь комплекс операций по подготовке руды к обогащению осуществляется в один прием мельницей «Аэрофол». Благодаря этому исключается необходимость во вспомогательных внутрифабричных транспортных устройствах, проме-

жуточных бункерах, питателях и т. д. В результате сокращаются капитальные затраты на сооружение корпусов дробления и измельчения; в некоторых случаях экономия достигает 35—40%. Снижаются также эксплуатационные расходы.

Наряду с этими достоинствами мельницы «Аэрофол» обладают рядом недостатков. Основными являются следующие два: крайняя громоздкость установки в целом и опасность накопления в мельнице фракций руды так называемой критической крупности.

Мельницы «Аэрофол» оказываются мало пригодными для обработки таких руд, крупные куски которых отличаются хрупкостью, в то время как образующиеся из них осколки обладают высокой твердостью. В таких случаях приходится загружать в мельницу некоторое количество (до 2,5%) шаров из легированной стали [7, 8, 9].

В нашей технической литературе указывается, что бесшаровые мельницы типа «Аэрофол», работающие по принципу самоизмельчения руды, могут найти применение для обработки руд низкой прочности, а также при избирательном измельчении, например на асбестообогатительных фабриках. Такая установка спроектирована ВНИИ-асбестцементом. На рис. 18 приведен разрез опытной бесшаровой мельницы диаметром 3600 мм, предназначенной для испытаний на асбестообогатительной фабрике.

Аналогичны по конструкции мельницы большого диаметра типа «Каскад», применяемые в последнее время для мокрого измельчения в замкнутом цикле [14].

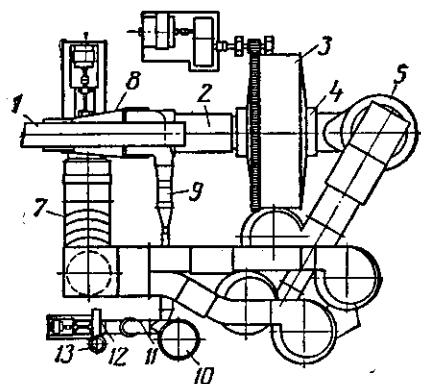
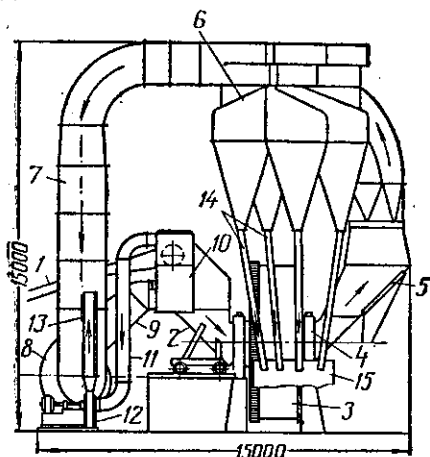


Рис. 19. Общий вид установки бесшаровой мельницы для сухого помола «Аэрофол» в замкнутом цикле с циклонами

Б. Перевод шаровых мельниц мокрого помола на бесшаровое измельчение (размол рудной галькой)

Опыт освоения бесшаровых мельниц сухого помола дал основание предполагать, что бесшаровой метод может найти себе применение и при мокром измельчении, например на флотационных фабриках. Такого рода испытания были проведены в 1956 г. на меднообогатительной фабрике Керетти (Оутокумпу, Финляндия) [10].

Измельчение здесь ведется в две стадии: в стержневых мельницах — в открытом цикле и в шаровых, работающих в замкнутом цикле с механическими классификаторами. Схема цепи аппаратов измельчительного отделения приведена на рис. 20. Дробление — в четыре приема, из них два в подземных щековых дробилках и два — в конусных. Дробленая руда накапливается в бункере 1 круглого сечения; вспомогательный прямоугольный бункер 2 предназначен для рудной гальки, выделяемой на грохоте перед последней стадией дробления. Дробленая руда крупностью 25—0 мм из бункера 1 подается в стержневые мельницы 4 конвейерами 3. Продукт стержневых мельниц поступает в механические классификаторы 5, пески которых подаются в мельницы 6 второго приема, работающие в замкнутом цикле. Сплав классификаторов направляется на флотацию.

Особенность второй стадии измельчения состоит в том, что для этой операции используются барабанные мельницы с центральной разгрузкой размером 2700×3600, ранее работавшие на стальных шарах, а затем переведенные на самоизмельчение руды по принципу бесшаровых мельниц. В качестве измельчающих тел здесь применяется рудная галька, представляющая собой класс 40—5 мм дробленой руды. Галька выделяется путем грохочения из продукта среднего дробления и накапливается в специальном бункере 2. Отсюда она выдается питателем 7 в контейнер, передвигающийся по подвесной однорельсовой дороге 8. Из контейнера галька загружается в специальные воронки, установленные перед питателями мельниц 6. Загрузка рудной гальки в мельницу производится через каждые 3 ч порциями 3 т. Расход гальки — около 20 кг на 1 т руды. По данным испытаний, произведенных на фабрике в Керетти, сравнительные показатели работы мельниц второго приема таковы.

При работе на чугунных шарах диаметром 32 мм заполнение составляло 25—30% (вес шаров 25—30 т); износ шаров 1,5—1,6 кг/т; при скорости вращения 20 об/мин ($\psi = 74\%$) шаровая мельница потребляла 290 кВт; содержание твердого в разгрузке 40%; содержание класса минус 0,075 мм — 58,7%.

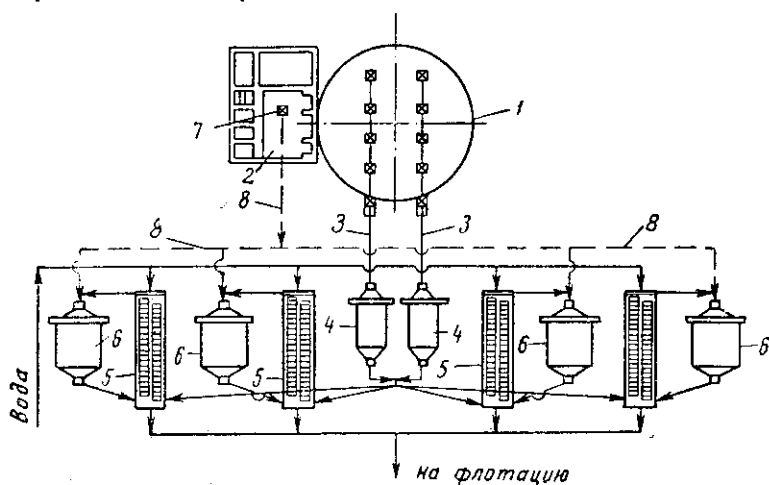


Рис. 20. Схема измельчения на фабрике Керетти (Финляндия) с применением бесшаровых мельниц во второй стадии

При переходе на рудную гальку был принят коэффициент заполнения $\psi = 55\%$ (вес гальки 14,5 т). При той же скорости вращения расход мощности понизился до 150 кВт; содержание твердого в разгрузке сохранилось на прежнем уровне (40—45%); содержание мелочи повысилось до 62,3%.

В результате перехода на рудную гальку достигнута экономия в расходе металла, снизились эксплуатационные расходы на измельчение.

К сожалению, в материалах по испытаниям в Керетти отсутствуют данные о производительности бесшаровых мельниц. Это дало основание предполагать, что производительность мельниц после перевода их на самоизмельчение резко понижается, и потому после перевода на рудную гальку на фабрике используются уже четыре мельницы вместо первоначальных двух шаровых. Связанное с этим увеличение капитальных затрат может оправдать себя экономически лишь в немногих специфических случаях, например при значительном расстоянии фабрики от места изготовления стальных шаров [8].

§ 10. Вибрационные и полувибрационные шаровые мельницы

Барабанные мельницы всех типов (шаровые, стержневые и галечные) изготовлялись до последнего времени только как тихоходные машины. Предельная скорость вращения барабанных мельниц определяется таким наибольшим числом оборотов, переход за которое становится экономически невыгодным. На практике наибольший коэффициент относительной скорости ψ , т. е. отношение фактической скорости вращения к критической, принимается обычно равным

$$\psi = \frac{n}{n_{кр}} \cdot 100 = 80 - 85\%.$$

Отсюда наивыгоднейшая скорость вращения барабана составляет для промышленных мельниц самого малого размера (диаметр 900 мм) 40 об/мин, а для наибольших (диаметр 4000 мм) — 16,5 об/мин (см. табл. 4).

Стремление интенсифицировать работу мельниц привело к идее создания быстроходных мельниц вибрационного типа (см. раздел Б в табл. 3), что находится в полной аналогии с переходом от тихоходных качающихся грохотов на грохоты быстроходные — вибрационные и полувибрационные.

В вибрационных (и полувибрационных) мельницах барабанного типа, совершенно так же как и в вибрационных (и полувибрационных) грохотах, привод осуществляется с помощью дебалансного вибратора (соответственно — эксцентрикового вала), смонтированного непосредственно на корпусе мельницы (соответственно — на несущей раме). При вращении вала вибратора с насаженными на него дебалансовыми грузами возникают центробежные силы инерции, заставляющие мельницу совершать колебательные движения по круговым траекториям (при полувибрационном варианте — круговые колебания возбуждаются эксцентриковым валом). Корпус мельницы при этом не вращается, а лишь вибрирует: каждая точка его, в том числе и центральная геометрическая ось барабана, описывает круговую траекторию малого радиуса, но с большой частотой, аналогично тому, как это имеет место для подвижного корпуса вибрационного или полувибрационного грохота. Находящиеся в вибрирующем барабане измельчающие тела (шары или стержни) — приходят почти в такое же движение, как и при медленном вращении барабана в обычных мельницах: происходит перекатывание шаров или стержней. При этом примыкающие к корпусу нижние слои измельчающей среды поднимаются вверх, а слои, находящиеся вблизи свободной поверхности, — опускаются по плоскости естественного откоса вниз. Таким образом, наблюдается как бы непрерывная циркуляция шаров (или стержней) по принципу «каскадного режима» (по терминологии проф. С. Е. Андреева). Измельчающие тела, перекатывающиеся без подбрасывания, производят главным образом истирающее действие на зерна руды, находящиеся в пустотах между ними. В связи с этим вибрационные мельницы пригодны преимущественно для самого тонкого или даже сверхтонкого помола, получившего в последнее время название микропомола.

А. Лабораторная вибрационная шаровая мельница периодического действия

Изготавливаемые малые шаровые вибрационные мельницы периодического действия (емкостью 10 л) пригодны для лабораторных целей. Общий вид такой мельницы изображен на рис. 21.

Появляющаяся при вращении дебалансных пружин центробежная сила инерции заставляет вибрировать барабан мельницы.

Находящиеся в рабочей камере шары (30 кг) приходят в циркуляционное движение, аналогичное движению шаров обычной мельницы при ее тихоходном (каскадном) режиме. Различие состоит в том, что во вращающемся барабане направление циркуляции шаров совпадает с направлением его вращения (рис. 22, а), а в вибрационной — циркуляция противоположна направлению круговых колебательных движений корпуса (рис. 22, б). Для объяснения этого явления на рис. 22, б нанесено пять положений вибрирующего барабана диаметром D : положение S — до начала вибрации (сплошная окружность); положение I — наивысшее (пунктир); положение II — крайнее правое (точечный пунктир); III — наинизшее и IV — крайнее левое. Если вибрации происходят по часовой стрелке (как показано стрелками вблизи центра O), то этот центр, перемещающийся по окружности малого радиуса R , займет последовательные положения I , 2 , 3 и 4 . Но точно такую же малую окружность $1'-2'-3'-4'$ описывает любая точка барабана, например точка A , также перемещающаяся по часовой стрелке. Легко видеть, что направление линии действия толчка, передаваемого ближайшему шару со стороны этой точки барабана, совпадает со стрелкой C . Следовательно, ближайшие к точке A шары будут двигаться по направлению стрелки C , а в верхний слой шаров —

по стрелке Е. Циркуляция шаров по замкнутому контуру будет происходить так, как показывают стрелки С, G, E, F, т. е. против стрелки часов, или против направления круговых вибраций.

Единовременно в мельницу загружают до 3 л подлежащего измельчению материала (крупностью 2—0 мм). По окончании размола двигатель выключают, барабан мельницы поворачивают на валу на 180° и готовый продукт разгружается через люк 2 (см. рис. 21), с которого предварительно снимают крышку. В средней части закрываемого ею разгрузочного патрубкa имеется колосниковая решетка, задерживающая шары. После разгрузки мельница заполняется новой порцией исходного материала.

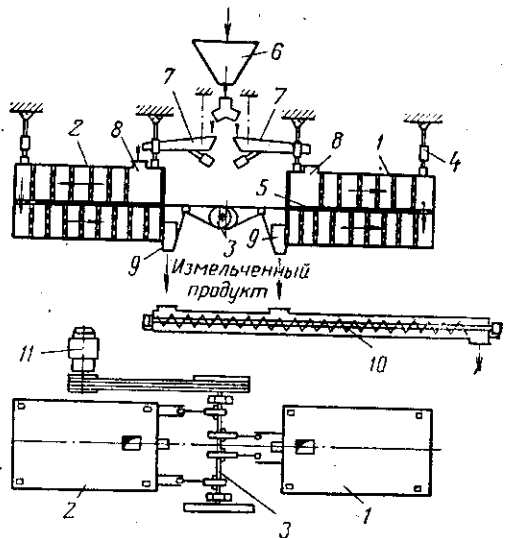
Вибрационная мельница работает как сухим, так и мокрым способом. Материал может быть доведен до крупности 20 или даже 10 мк. Длительность цикла измельчения зависит от требуемой тонкости готового продукта.

Футеровка барабана — резиновая. Весь барабан охлаждается снаружи проточной водой, проходящей через рубашку. Частота вибраций — 3000 в минуту, двойная амплитуда — до 3 мм.

Б. Полупромышленные вибрационные шаровые мельницы

Заводами СССР изготавливаются вибрационные мельницы больших размеров, аналогичные по конструкции лабораторной вибрационной мельнице.

Схема мельницы емкостью 200 л изображена на рис. 23, где номера позиций имеют те же значения, что и на рис. 21. Технические данные ее таковы: объем камеры — 1000 л; частота вибраций — 1500 в минуту; амплитуда — 3 мм; вес стальных шаров — 3700 кг (или 1200 кг фарфоровых); мощность двигателя — 70 кВт; вес колеблющейся массы (без шаров) — 1090 кг; общий вес мельницы с электродвигателем, но без шаров — 2900 кг; габаритные размеры, мм; ширина — 1370; длина — 4100; высота — 1710 [7].



В. Полувибрационные шаровые мельницы

Помимо вибрационных мельниц, где перемещения корпуса определяются чисто динамическими параметрами (массой и скоростью вращения дебалансных грузов, упругостью опор), разрабатываются также мельницы, которые можно назвать полувибрационными. Такова шаровая мельница ВНИИСтройдормаша (рис. 24). Силы инерции, возникающие при противофазных колебательных движениях двух камер мельницы, взаимно уравновешиваются и не передаются на фундамент. Камеры заполняются мелющими телами (цилиндриками); в первые по ходу материала отсеки загружаются самые крупные (25 × 36 мм), а в последующие — более мелкие тела (16 × 22 и 12 × 16 мм).

Мельница предназначена для тонкого помола цемента, обожженной извести, шлака и аналогичных материалов.

Техническая характеристика мельницы СМ-606: общий объем камер 1200 л; амплитуда колебаний 12,5 мм; частота колебаний 750 в минуту; мощность двигателя 75 кВт; вес мельницы 5500 кг; вес мелющих тел 3500 кг.

При измельчении исходного материала крупностью 10 мм до 6% остатка на сите с 4900 отверстиями на 1 см² производительность составляет 2,5—4 т/ч, а при доизмельчения продукта крупностью 1—0 мм до 6% остатка на сите с 10 000 отверстиями на 1 см² до 4—6 т/ч [7].

§ 11. Вибрационные стержневые мельницы

Наряду с шаровыми изготавливаются также стержневые вибрационные мельницы. Обычно они имеют периферическую разгрузку. На рис. 25 показана стержневая вибрационная мельница, изготовленная заводом им. Тельмана (ГДР) и прошедшая испытания в институте Механобр. Рассматриваемая машина относится к числу мельниц

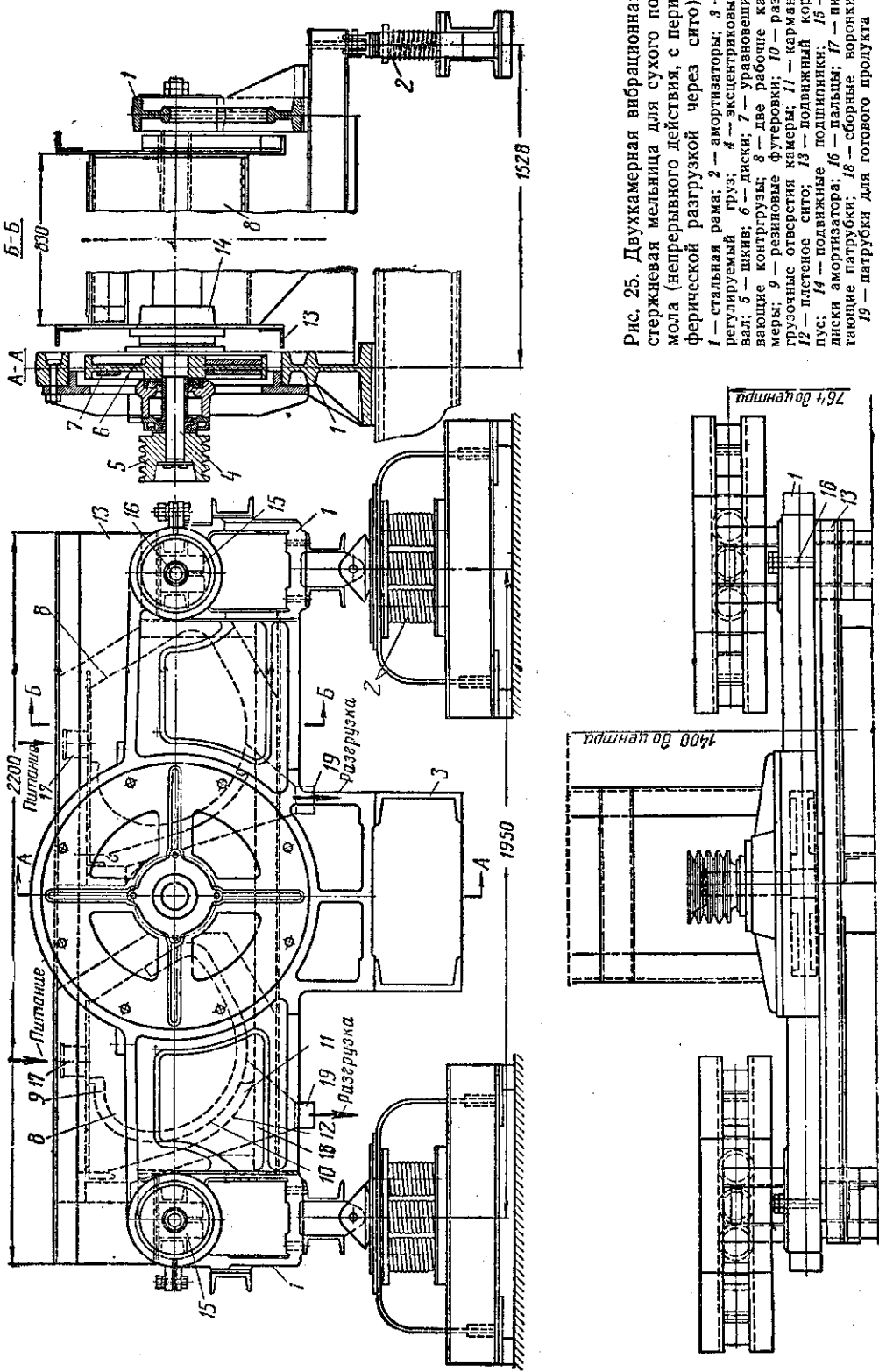


Рис. 25. Двухкамерная вибрационная стержневая мельница для сухого помола (непрерывного действия, с периодической разгрузкой через сито):
 1 — стальная рама; 2 — амортизаторы; 3 — регулируемый груз; 4 — эксцентриковый вал; 5 — шкив; 6 — диски; 7 — уравновешивающие контргрузы; 8 — две рабочие камеры; 9 — резановые футеровки; 10 — разгрузочные отверстия камеры; 11 — карман; 12 — плетеное сито; 13 — подвижный корпус; 14 — подвальные подшипники; 15 — диски амортизатора; 16 — пальцы; 17 — питающие патрубки; 18 — сборные воронки; 19 — патрубки для готового продукта

сухого помола непрерывного действия с разгрузкой материала через периферическое сито.

Механизм мельницы сходен с полувибрационным грохотом.

При вращении вала 4 корпус 13 (см. рис. 25) приходит в колебательное движение по круговым траекториям малого радиуса. Вместе с ним колеблются обе рабочие камеры 8.

Подлежащий измельчению материал загружается непрерывно через верхние питающие патрубки 17 и, попадая в рабочую камеру, подвергается измельчающему действию стержней. Мелочные тела имеют циркуляционное движение, при котором нижние слои поднимаются вверх по футеровке камеры, а слои, находящиеся вблизи свободной поверхности, опускаются вниз. Направление циркуляции противоположно направлению вибрационного движения камеры (см. рис. 22, б).

В боковой стенке камеры (на чертеже — левая) имеются отверстия, через которые измельченный материал попадает в карман 11, ограниченный слева плетеной сеткой 12. Прошедший через сетку 12 готовый мелкий материал собирается в воронку 18, откуда разгружается через патрубок 19. Более крупный надрешетный продукт, не прошедший через ячейки сетки, движется вдоль сетки, поднимаясь в верхнюю часть камеры грохочения под влиянием вибраций. Отсюда крупный продукт снова загружается в рабочее пространство через имеющиеся в верхней части окно и возвращается таким образом на доизмельчение. В этом отношении вибрационная мельница вполне сходна с обычными шаровыми мельницами сухого помола с периферической разгрузкой через сито.

Технические данные изображенной на рис. 25 двухкамерной вибрационной стержневой мельницы таковы: число камер — 2; размер камер — 500×810 мм; рабочий объем каждой камеры $0,17 \text{ м}^3$; вес стержней в одной камере 600 кг; диаметр стержней 45 мм; длина стержней 800 мм; размер ячеек сита 1—2 мм, число вибраций камеры в минуту (скорость вращения рабочего вала мельницы) 750, амплитуда вибраций (полуразмах) 4 мм; мощность двигателя 20 квт; общий вес машины 4,7 т.

По данным завода-изготовителя двухкамерная мельница может переработать около 2 т/ч руды исходной крупностью 10—0 мм при сетке 2 мм. При испытаниях мельницы в институте Механобр было найдено, что при измельчении плотного известняка с производительностью порядка 250 кг/ч готовый продукт, имеющий верхний предел крупности 2 мм, содержит около 50% фракций мельче 0,074 мм. При большей производительности готовый продукт получается более крупным.

§ 12. Вибрационные роликовые мельницы

Помимо вибрационных шаровых и стержневых известны и роликовые вибромельницы. По конструкции они сходны с кольцевыми роликовыми, принципиальная схема которых была приведена на рис. 3, б, или с роликовыми барабанами (см. рис. 4, м). Отличие вибрационной роликовой мельницы состоит лишь в том, что подвижный рабочий орган (ролик) здесь приводится в движение не от поводкового жесткого механизма (водила), как в обычной тихоходной машине, а в результате круговых вибраций рабочего кольца или барабана, являющегося корпусом мельницы.

К рассматриваемому классу вибрационных мельниц (см. табл. 2 и 3) может быть отнесен истиратель периодического действия и вибрационная роликовая мельница. Общий вид истирателя изображен на рис. 26. Работа на приборе протекает следующим образом. Приготавливают навески подлежащего измельчению материала (единовременно в каждый стакан может быть загружено до 50—60 г). После загрузки материала в стакан вставляют ролик. Затем стакан закрывают крышкой, вставляют его в гнездо рамы и закрепляют струбцинами и винтом.

Как видно из рис. 26, находящиеся в стаканах ролики лежат в них совершенно свободно. После включения двигателя рама с закрепленными в ней стаканами начинает совершать круговые колебания. Ролики приходят в движение. Если, например, рамка истирателя движется по часовой стрелке, то ролик также начинает обкатываться внутри стакана по часовой стрелке с той же частотой, с какой вибрирует стакан.

Материал, находящийся в кольцевом пространстве между роликом и внутренней поверхностью стакана, раздавливается центробежной силой, возникающей при обкатке ролика по футеровке.

Опыты показали, что навеска руды крупностью 3—0 мм в течение 2—3 мин размалывается в тонкий порошок, пригодный для передачи на анализ в химическую лабораторию; готовый продукт имеет крупность примерно 0,1 мм.

Мощность электродвигателя виброистирателя 0,5 квт; частота вибраций 1400 в минуту; двойная амплитуда 6 мм; общий вес аппарата около 200 кг.

Конструкция вибрационного пробостирателя разработана в институте Механобр Б. Н. Федоровым по идее К. А. Рундквиста и А. И. Макарова; механическая теория разработана И. И. Блехманом [11].

На рис. 27 показаны разрезы рабочей камеры модели вибрационной роликовой мельницы непрерывного действия, разработанной в институте Механобр автором книги совместно с Б. Н. Федоровым.

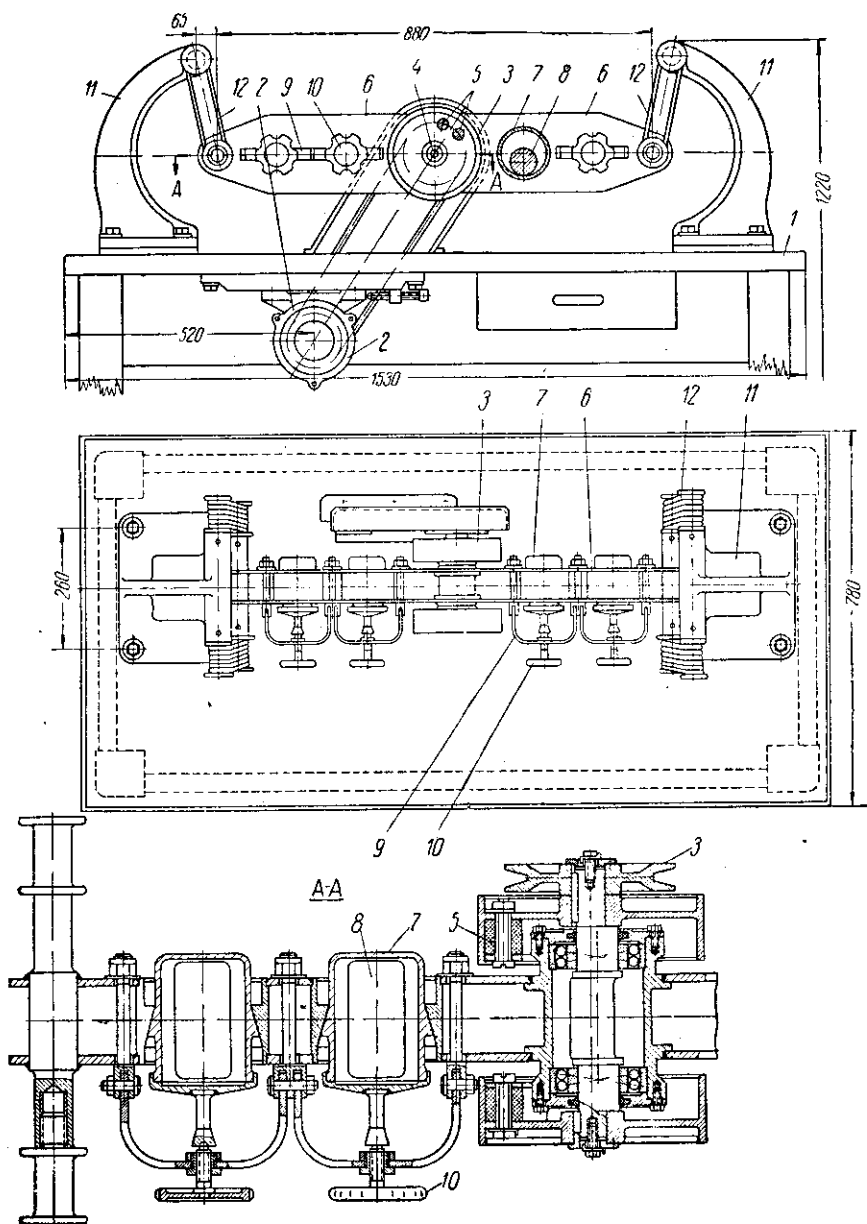


Рис. 26. Вибрационный роликовый истиратель Механобра (75-6-Др):
 1 — стол; 2 — электродвигатель; 3 — шкив; 4 — вал; 5 — дебалансные грузы; 6 — подвижная рама; 7 — стаканы; 8 — ролики; 9 — струбцины; 10 — столорные винты; 11 — кронштейны; 12 — кольцевые резиновые подвески

На крышке 4, привинчиваемой к камере 1, имеется воронка 6 и приемник 5, в который постепенно загружается исходное питание. Пройдя через камеру 1 и измельчившись, материал разгружается через отверстия 7 и попадает в сборник 8, откуда разгружается через патрубок 9.

Вся камера (стакан) зажимается в рамке 10. В качестве последней используется рама вибрационного истирателя, изображенного на рис. 26. Вставляя в нее камеру с отверстиями и приемником, истиратель превращают в лабораторную мельницу непрерывного действия (см. рис. 27).

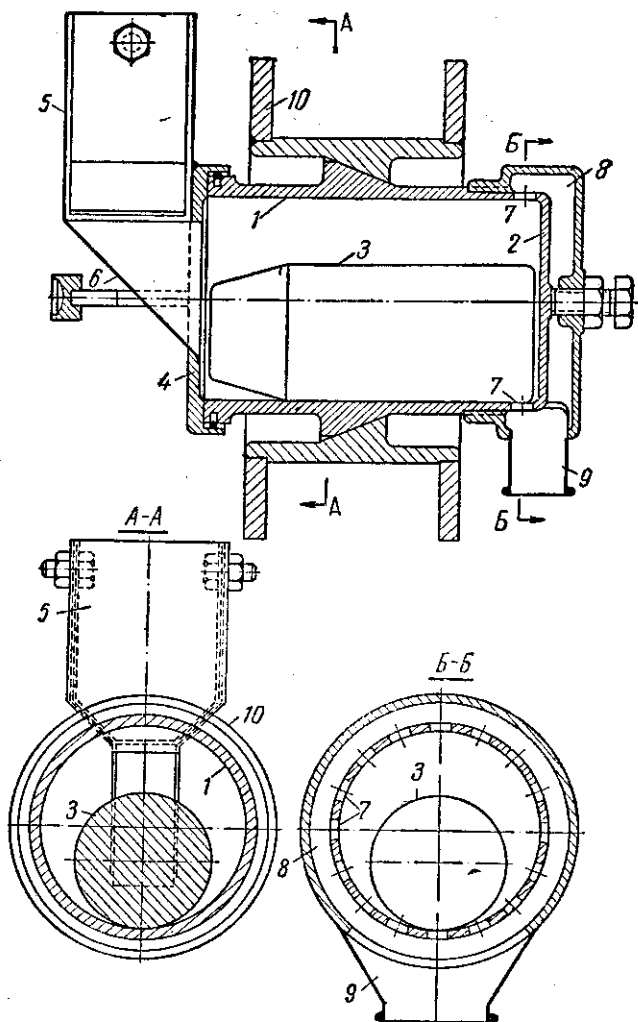


Рис. 27. Лабораторная вибрационная роликовая мельница непрерывного действия для сухого и мокрого измельчения (по схеме В. А. Олевского и Б. Н. Федорова. Механобр)

Загрузка и разгрузка мельницы происходят непрерывно. Исходный материал, попавший в рабочее пространство, разбрасывается здесь центробежной силой, располагаясь тонким слоем на внутренней поверхности барабана. В результате обкатки ролика происходит энергичное раздавливание зерен исходного питания. Осевое перемещение измельчаемого материала обеспечивается подпором со стороны свежего материала и давлением со стороны ролика, прижимающего материал к футеровке и раздавливающего его значительной центробежной силой при быстрой обкатке. По мере измельчения (сухого или мокрого) мелкие фракции постепенно перемещаются к днущу 2 стакана. Здесь материал попадает в разгрузочные окна 7, через которые выбрасывается центробежной силой в сборную коробку 8.

Вибрационная роликовая мельница может работать как в открытом, так и в замкнутом цикле — в соединении с классификатором или с грохотом.

Как показали испытания, проведенные автором на малой модели, мельница обладает высокой удельной производительностью (считая на единицу объема). При мокром

измельчении по своей удельной производительности она превосходит обычную шаровую в несколько раз. Таким образом, основное преимущество вибрационной роликовой мельницы — ее компактность. Это достоинство, установленное при детальном испытании в институте Механобр, дало основание к составлению проектов виброраликовых мельниц полупромышленного размера. В качестве примера на рис. 28 показана схема вибрационной роликовой мельницы ($D \times L = 450 \times 500$ мм) со встроенным вибратором. Отличие ее от предыдущих состоит в том, что в целях большей компактности машины

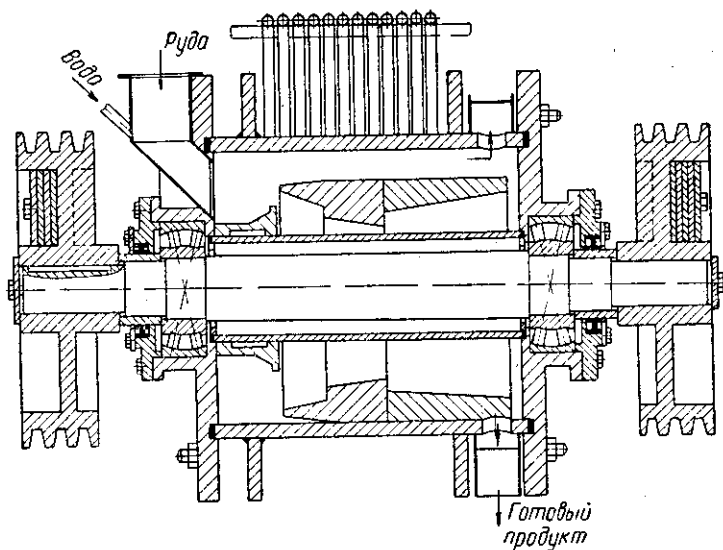


Рис. 28. Схема вибрационной роликовой мельницы со встроенным вибратором (по схеме В. А. Олевского. Механобр)

ось вибратора совмещается с осью мельницы. Для этого ролик выполняется пустотелым так, что через центральную полость его может быть пропущен вал вибратора. В остальном повторяется проверенная на модели конструкция.

§ 13. Центробежные кольцевые роликовые мельницы (с маятниковой подвеской роликов)

А. Однокамерная мельница с маятниковой подвеской роликов

Общий вид и габаритные размеры однокамерной четырехроликовой центробежной кольцевой мельницы, изготавливаемой Выксунским заводом дробильно-размольного оборудования, показан на рис. 29. Материал, загружаемый в мельницу лопастным барабанным питателем 1, попадает внутрь вертикального цилиндрического корпуса 2 мельницы. При вращении вала 3 и обоймы 4 висящие на шарнирах 5 ролики 6 прижимаются центробежной силой к неподвижному кольцу (беговой дорожке) 7, раздавливая попавшие сюда куски материала. Мелкие фракции продукта дробления, провалившегося на лопатки 8, выносятся вверх струей воздуха, попадающего в камеру через окна 9 диффузора 10, куда воздух нагнетается вентилятором, а крупные — подгребаются лопатками 8 под ролики 6. К фланцам 11 верхней части корпуса 2 крепится воздушный сепаратор, из которого готовый мелкий продукт уносится к месту потребления, а крупный — возвращается в питатель мельницы на доизмельчение.

По данным завода-изготовителя, при диаметре кольца $D = 1090$ мм, диаметре роликов $d = 400$ мм и скорости вращения рабочего вала $n = 115$ об/мин центробежная роликовая кольцевая мельница может довести материал средней твердости в кусках 20 (или 6) мм до крупности 0,07 (или 0,04) мм при производительности (соответственно) 1000—200 кг/ч и расходе мощности 55 квт. Общий вес машины 11 т [3].

Б. Многокамерная центробежная роликовая мельница

Соединение нескольких однокамерных роликовых кольцевых мельниц в один агрегат приводит к многокамерной роликовой центробежной мельнице с вертикальным барабаном (рис. 30). Конструкция подсобной мельницы была первоначально разработана в Московском нефтяном институте им. акад. Губкина (А. А. Петросян и К. Д. Андреев), а затем усовершенствована в Механобре (Б. Н. Дубровин и Б. Н. Федоров).

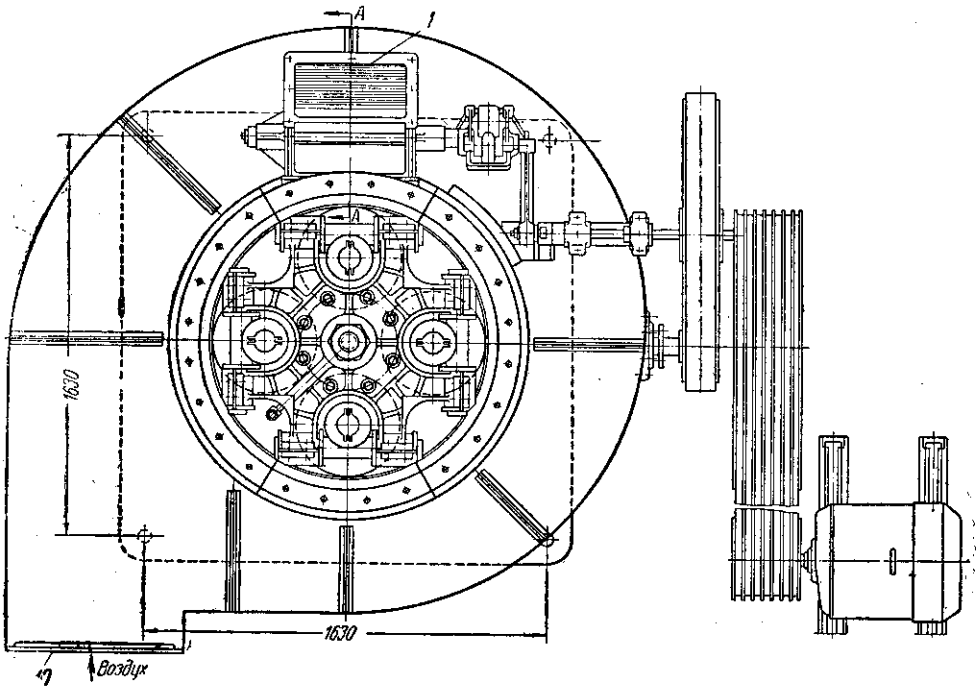
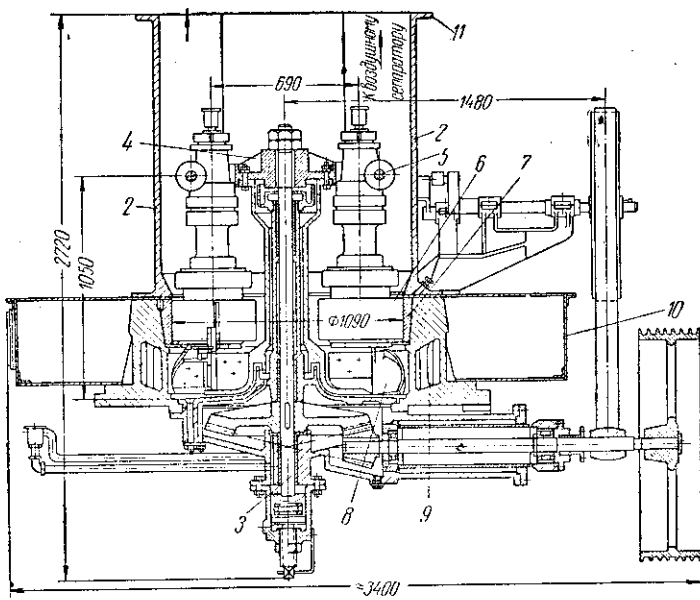


Рис. 29. Четырехроlikовая кольцевая мельница (марка СМ-209, Выксунский завод)

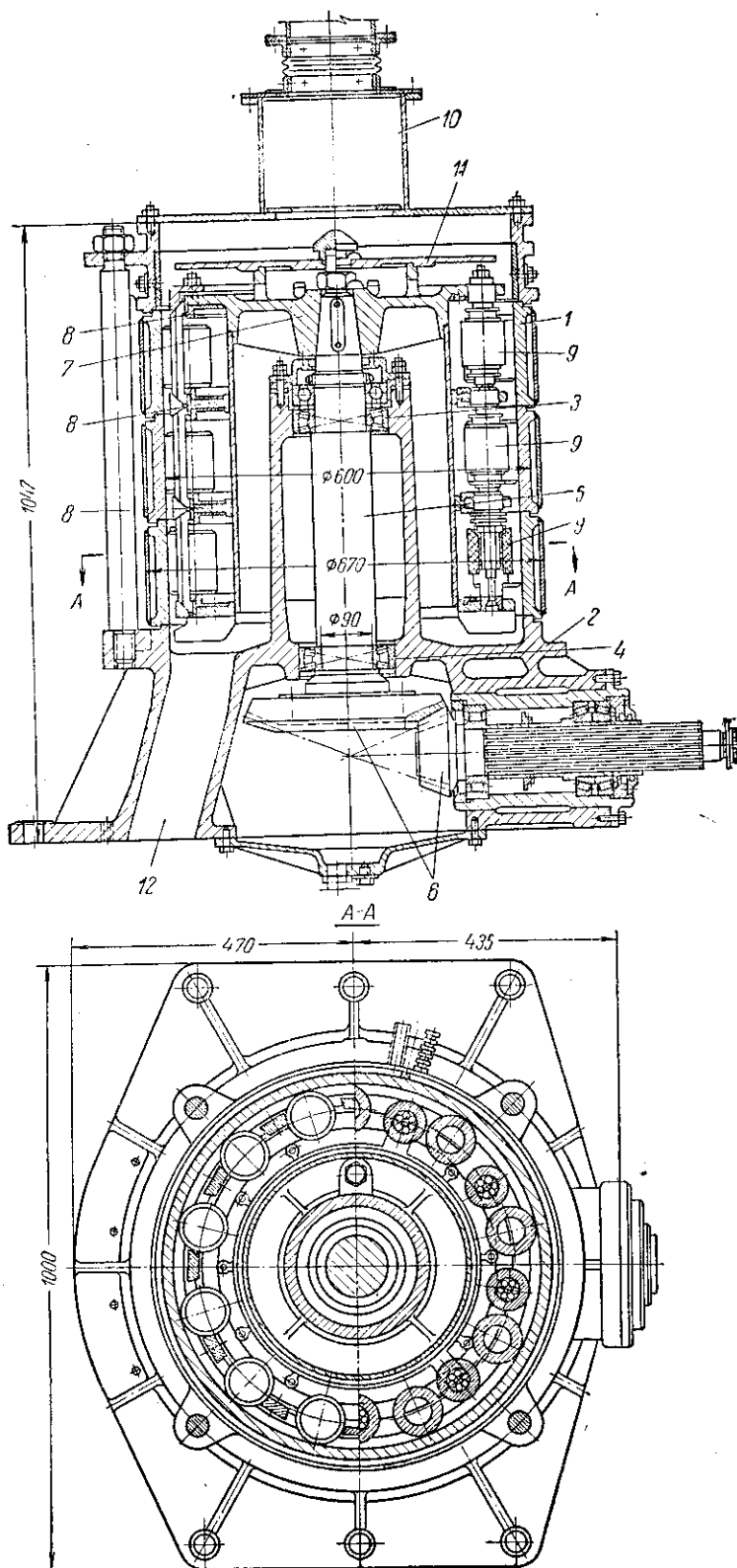


Рис. 30. Четырехкамерная центробежная роликовая мельница полупромышленных размеров (Московский нефтяной институт им. акад. Губкина и институт Механобр) 55

На вал 5 мельницы насажен ротор 7, несущий четыре диска 8, которые разделяют все рабочее пространство на три самостоятельные камеры. В дисках закреплены шарниры водил, к которым присоединены цилиндрические ролики 9. При вращении вала 5 ролики 9 обкатываются по внутренней поверхности барабана 1, раздавливая при этом куски и зерна находящегося в камерах материала.

Исходное питание через загрузочную воронку 10 подается на распределительную тарелку 11. Между тарелкой 11 и стенкой барабана 1 имеется кольцевая щель, через которую исходный материал попадает в первую камеру. После частичного измельчения материал проходит через вторую кольцевую щель в нижерасположенную камеру, где измельчается дополнительно. Аналогично происходит третья стадия измельчения. Конечный продукт разгружается через отверстие 12. Вал 5 мельницы вращается в вертикальных подшипниках 3 и 4 и приводится в движение с помощью зубчатой передачи 6.

Мельница может быть использована как для мокрого, так и для сухого помола [11].

Как показали испытания, удельный расход электроэнергии при измельчении в центробежной мельнице несколько ниже, чем в шаровой, а удельная производительность в несколько раз выше. Так, при измельчении исходной руды крупностью 15—0 мм до остатка 42% на сите 0,074 мм в мельнице диаметром 600 мм достигнута производительность порядка 7 т/ч по исходному, что соответствует 26 т/м³·ч по вновь образованному мелкому классу, в то время как шаровая мельница в тех же условиях развивала удельную производительность только 1,2 т/м³·ч.

ГЛАВА III

СМАЗКА ШАРОВЫХ И СТЕРЖНЕВЫХ МЕЛЬНИЦ

§ 14. Системы смазки

Шаровые и стержневые мельницы малых размеров (изготавливаемые Выксунским заводом, заводом «Труд» и Куйбышевским заводом «Строммашина») смазываются вручную при помощи местных масленок, а мельницы больших размеров (изготавливаемые Уралмашзаводом, Новокраматорским заводом и заводом им. Котлякова) имеют принудительную (циркуляционную) центральную систему смазки. При ручной смазке подача масла из масленки производится через отверстия в крышке подшипника. Капли масла попадают на подушку из войлока или из хлопчатобумажных концов. Подушка закреплена в крышке подшипника и постоянно соприкасается с вращающейся цапфой, смазывая ее поверхность.

Рекомендуется машинное масло марки С (ГОСТ 1707—51); заливка масла — один раз в смену. Войлочные подушки сменяют по мере их загрязнения.

Сферические опоры коренных подшипников зубчатых колес при ручной смазке смазывают графитовой смазкой или солидолом марки УСС-2 (ГОСТ 4366—50) или солидолом марки УС-2 (ГОСТ 1033—51). Опоры смазываются при каждой остановке мельницы для смены футеровки.

Тем же маслом смазываются шарикоподшипники вала контрпривода путем наполнения корпусов. Смена масла с одновременной промывкой подшипников производится при остановках мельницы для смены футеровки.

Для большинства мельниц, как правило, применяется циркуляционная система жидкой смазки. Расположение смазочных приборов и маслопроводов было показано на соответствующих иллюстрациях.

Принципиальная схема элементов смазочной системы изображена на рис. 31.

В состав маслосмазочной системы обычно входят:

шестеренчатый насос 1 для подачи масла;

бак-отстойник 4 с электрогрелками (применяемыми для подогрева масла в холодное время года при работе мельниц в неотопляемом помещении);

¹ Глава III составлена на основе инструкций Уралмашзавода.

фильтр 3, в котором масло фильтруется, освобождаясь от механических примесей;

холодильник 2, в котором, если необходимо, масло охлаждается до нормальной температуры (на рис. 31, фильтр 3 и холодильник 2 разделены, в прежних системах они соединялись в один агрегат);

логометр 6 с комплектом термометров сопротивления 8 для измерения температуры масла и воды;

нагнетательная магистраль 14;

сливная магистраль 15;

электропровод 16;

станция густой смазки 5.

Система жидкой смазки снабжается рядом измерительных и контрольных приборов, как-то: ограничителем уровня масла в отстойнике;

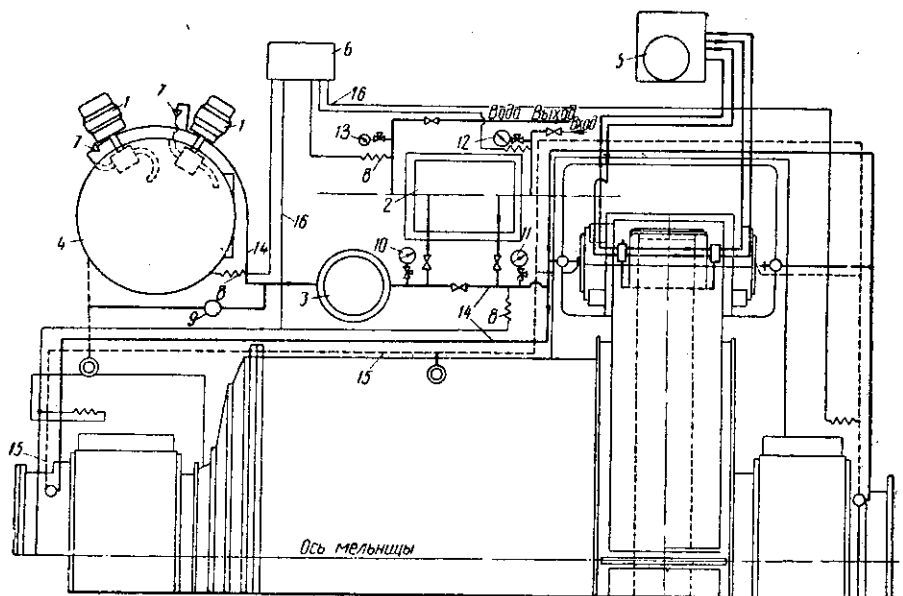


Рис. 31. Схема смазки шаровых и стержневых мельниц

предохранительным (перепускным) клапаном 9, автоматически перепускающим масло из нагнетательного маслопровода в отстойник в случае ненормального повышения давления масла в системе; комплектом технических манометров 10—13; ртутным указателем течения масла или электроконтактным манометром, автоматически выключающим двигатель мельницы в случаях падения давления масла в системе ниже допустимого предела.

Жидкая смазка подается к коренным подшипникам барабана, к подшипникам вала малой шестерни и к редуктору.

Для циркуляционной смазки применяются следующие масла: промышленное 50 (ГОСТ 1707—51) или автотракторное АК-10 (ГОСТ 1862—62).

Для поддержания в системе необходимого количества масла и сохранения надлежащего его качества имеющееся масло периодически заменяют свежим. Смена масла производится в срок от 3 до 4 месяцев. Уточненный срок смены определяется на основе анализов масла на кислотность и засоренность. В первый период работы мельницы (3—4 месяца) масло в баке сменяется через каждые 1—1,5 месяца. Отработавшее масло может быть очищено от механических примесей путем отстаивания и фильтрации.

Режим работы станции жидкой смазки мельницы определяется условиями, оговоренными в инструкциях завода-изготовителя. В мельницах новых конструкций подача густой смазки также автоматизирована. С этой целью устанавливается станция САГ (смазка автоматическая густая), из которой мазь подается на зубчатую пару. Заводом-изготовителем при поставке мельниц прилагается инструкция по режиму работы станции САГ.

§ 15. Аппаратура циркуляционной системы смазки

А. Бак-отстойник

Отстаиванием масла в отстойнике (рис. 32, а) достигается частичное удаление из него механических примесей, воды и пузырьков воздуха. Для нагрева масла до рабочей температуры (в холодное время года)

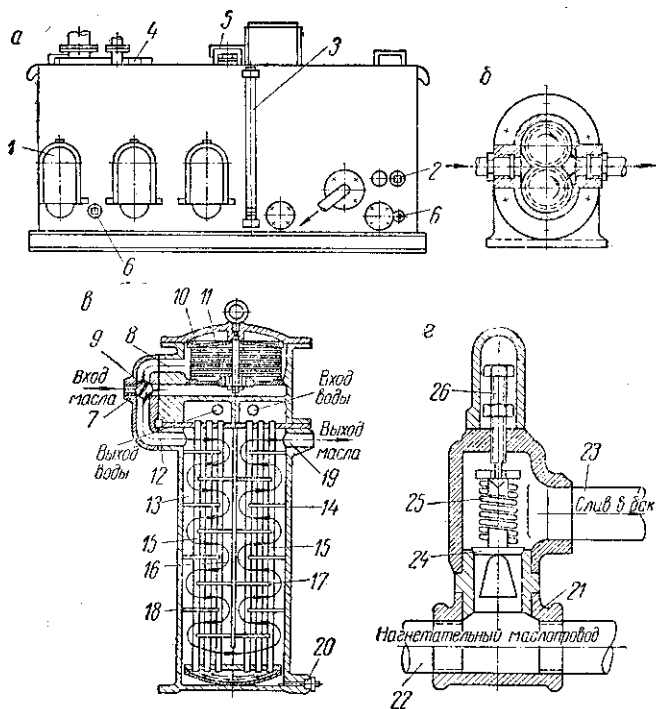


Рис. 32. Аппаратура циркуляционной системы смазки:
а — бак-отстойник; б — шестеренный маслянасос; в — фильтр-холодильник; г — предохранительный (перепускной) клапан

отстойник снабжен подогревателем 1, вмонтированным в корпус. Нормальной температурой масла в отстойнике следует считать 35—40°. При запуске системы после длительной остановки разрешается кратковременный подогрев масла не выше 70—80°. Температура масла измеряется термометром сопротивления 2.

В верхней приемной части отстойника имеется фильтр с крупной сеткой.

Уровень масла контролируется маслоуказателем 3. Нормальным уровнем считается $\frac{3}{4}$ высоты, наименьшим — $\frac{1}{3}$ высоты.

Масло всасывается насосом из отстойника с помощью сливной трубы, укрепленной на поплавке. При этом плавающая труба забирает масло на расстоянии 100 мм от его верхнего уровня. Необходимо следить за тем, чтобы поплавок точно следовал за уровнем масла.

Остающиеся на дне отстойника остатки масла спускаются через сливные отверстия 6. Твердый смолистый остаток удаляется скребками.

Применение хлопчатобумажных концов для обтирки внутренней поверхности не допускается. Бак снабжен смотровым люком 4 и вентиляционным колпаком 5.

При осмотре отстойника воспрещается пользование открытым огнем (спички, факел и т. п.) во избежание взрыва. При ремонте бака принимают специальные меры предосторожности согласно инструкции о порядке проведения работ в резервуарах, содержащих горючие вещества.

Б. Насосная установка

Насосная установка предназначена для нагнетания жидкой смазки в маслопровод, но может быть также использована для откачки отработавшего масла на склад. Установка состоит из шестеренчатого насоса (рис. 32, б), двигателя к нему, муфты и плиты. Сцепляющиеся шестерни разделяют камеру насоса на две части — полость всасывания и полость нагнетания. Масло попадает во впадины между зубцами шестерен, захватывается зубцами и переносится ими вдоль стенок корпуса в нагнетательную камеру. Всасывающая камера располагается с той стороны шестерен, где зубцы выходят из зацепления, а нагнетательная — с противоположной стороны, где зубцы входят в зацепление. Движение масла в насосе показано стрелками (рис. 32, б).

При монтаже насосной установки опорная плита проверяется по уровню и надежно закрепляется фундаментными болтами.

В мельницах завода им. Котлякова маслонасос приводится во вращение непосредственно от редуктора мельницы.

В. Фильтр-холодильник

Фильтр-холодильник (рис. 32, в) предназначен для непрерывной фильтрации масла, циркулирующего в замкнутой системе. Он представляет собой агрегат, объединяющий в одно целое фильтр с холодильником¹.

Масло из нагнетательного маслопровода входит через штуцер 7 в фильтрующую камеру 8, проходя над краном 9. В камере 8 помещен набор чугунных тарелок 10, перемежающихся с сетками 11. Каждая средняя тарелка представляет собой сплошной диск с отверстием в центре. Системой канавок и отверстий, имеющих в тарелках, масло в фильтрующей камере продавливается через ячейки сеток и поступает (проходя под краном 9) по каналу 12 из фильтра в камеру 13 холодильника.

Внутри корпуса 14 помещен радиатор, состоящий из набора латунных трубок 15. Перегородка 16 делит холодильник на две секции: левую — с нисходящим и правую — с восходящим током масла. К перегородке 16 приварены внутренние сегменты 17, а к корпусу — наружные сегменты 18. Ввиду этого движение масла происходит по извилистым зигзагообразным кривым, как показано на схеме (рис. 32, в).

Вода пропускается через трубки 15 по принципу противотока (см. «Вход воды» и «Выход воды» на рис. 32, в). Охлажденное масло поступает в нагнетательную магистраль 19.

Кран 9 позволяет направлять поток масла сначала в фильтр, а затем в холодильник, как показано на схеме, или же только в холодильник, минуя фильтр, в случаях его ремонта или очистки. Однако работа всей системы без фильтра может быть допущена только на самое непродолжительное время и совершенно недопустима в нормальных условиях эксплуатации.

¹ В новых системах УЗТМ фильтр и холодильник разделены на два самостоятельных аппарата.

В нижней части холодильника имеется спускное отверстие, закрытое пробкой 20; оно предназначено для слива остатков масла.

Нормальная температура охлажденного масла по выходе из холодильника 30—35°. Наивысшая допускаемая температура 45°. Нормальная температура охлаждающей воды 20°. Если температура в помещении опускается ниже нуля, необходимо принять меры для предотвращения замерзания охлаждающей воды.

Очистка сеток фильтра должна производиться на основе показаний манометров. Разность показаний двух манометров, стоящих перед фильтром и после него, не должна превышать 0,4 атм.

При включении холодильника в работу необходимы следующие меры предосторожности. Воду в холодильник необходимо подать заблаговременно, не допуская ее выхода из холодильника до тех пор, пока она не прогреется циркулирующим маслом. После этого водяной вентиль на выходе медленно приоткрывают, так что вода выпускается с полной скоростью лишь по истечении 10—15 мин. Указанная мера не допускает резкого охлаждения масла с образованием на наружных стенках трубок переохлажденного масляного слоя, который мог бы препятствовать нормальному теплообмену.

Г. Предохранительный (перепускной) клапан

Предназначен для перепуска масла в отстойник при повышении давления в системе выше нормального.

Корпус 21 клапана (см. рис. 32, з) присоединяется своими входными патрубками к нагнетательной магистрали 22; к верхней части его присоединяется перепускная (сливная) трубка 23, отводящая масло в бак-отстойник.

Входное отверстие корпуса закрывается тарельчатым клапаном 24, прижатым пружиной 25. Натяжение пружины регулируется винтом 26 с таким расчетом, чтобы пружина запирала тарелку клапана, если давление в магистральной трубе не выше заданного. Если же давление в нагнетательном маслопроводе превосходит норму, то тарелка клапана отжимает пружину, в результате чего масло автоматически перепускается по сливной трубке из маслопровода в бак-отстойник.

Д. Измерительная аппаратура

Для контроля за давлением масла и воды, циркулирующих в трубопроводах, применяются технические манометры. Манометры (см. рис. 31) устанавливаются на входе масла в холодильник, по выходе из него, а также на трубопроводах для воды, подводимой и отводимой от холодильника.

Между каждым манометром и соответствующим нагнетательным трубопроводом обязательно установка запорного трехходового крана, который приоткрывается лишь настолько, чтобы обеспечить подачу жидкости из трубопровода в коробку манометра. Во избежание порчи пружины полное открытие запорного крана не допускается.

Перед каждой смазываемой точкой устанавливаются струйные указатели течения масла. Подводящий трубопровод подключается к нижнему отверстию указателя; движение струи масла наблюдается через застекленные смотровые отверстия корпуса.

Для измерения температуры масла применяются термометры сопротивления, работающие по принципу терморпары. Изменение температуры среды, в которой находится термометр, изменяет величину электрического тока, генерируемого терморпарой. Ток регистрируется затем гальванометром, помещенным на логометре. Один логометр (см. б на рис. 31) обслуживает несколько термометров сопротивле-

ния. Для регистрации температуры любой из пяти точек необходимо пользоваться переключателем, каждый контакт которого подключает один термометр сопротивления. Нагрев масла выше температуры 45° не должен допускаться.

На сливной магистрали у входа ее в бак-отстойник устанавливается ртутный указатель течения масла¹.

Он предназначен для автоматического выключения главного привода мельницы в тех случаях, когда давление в нагнетательном маслопроводе упадет ниже $0,5 \text{ ат}$ в результате каких-либо неисправностей маслосистемы. Этот же прибор не позволяет включить двигатель мельницы до тех пор, пока давление масла не окажется выше $0,5 \text{ кг/см}^2$.

Е. Работа смазочной системы

Масло из бака 4 (см. рис. 31) через кран по всасывающей трубе засасывается насосом 1 и нагнетается им по трубопроводу 14 в фильтр 3 и холодильник 2. Очищенное и охлажденное здесь масло подается по нагнетательному трубопроводу к смазываемым точкам, вблизи которых находятся указатели течения масла.

Прошедшее через подшипники масло возвращается в бак-отстойник 4 по сливной магистрали 15 и снова засасывается насосом.

Ж. Блокировка механизмов

Все приборы системы смазки и аппаратура управления ими располагаются на общем щите управления мельницы.

Пуск смазочной станции (маслонасоса) возможен без включения главного привода, но не наоборот.

Двигатель насосной установки может быть отключен посредством пускателя, находящегося вблизи него. Это необходимо для предупреждения включения насоса с главного пункта управления в период ремонта насоса или его осмотра.

Двигатель мельницы не может быть включен, пока ртутный указатель течения не покажет нормальное движение масла в сливной магистрали.

При понижении уровня масла в отстойнике до красной черты, указывающей минимально допустимый объем масла в отстойнике, конечный выключатель автоматически включает сигнальную лампочку и выключает электрогрелки; при этом отключается двигатель главного привода и двигатель маслонасоса. Если уровень масла в отстойнике оказался ниже красной черты (конечный выключатель сработал), то электрогрелки не могут быть включены до тех пор, пока масло не будет долито до нормы. Включение и выключение электрогрелок при нормальном уровне масла производится вручную от рубильника, расположенного поблизости от отстойника.

Смазка зубчатого зацепления приводной шестерни осуществляется зачерпыванием масла зубцами малой шестерни из нижней части ее кожуха. Ванна заполняется маслонасосом через кран, имеющийся в кожухе приводной шестерни. Уровень масла должен обеспечить погружение в него зубцов венца на двойную высоту зуба. Смена масла в ванне производится через каждые 10 дней. Летом применяется масло автотракторное трансмиссионное летнее (ГОСТ 542—50), зимой — масло автотракторное трансмиссионное зимнее.

Для ручного смазывания подшипников качения приводного вала (в малых мельницах) применяется смазка УС-2 (ГОСТ 1033—51). Масло сменяется один раз в месяц.

Смазка редуктора — жидкая, циркуляционная.

¹ В мельницах прежних выпусков взамен ртутного указателя течения устанавливался электроконтактный манометр.

3. Централизованная смазка

В последнее время на обогатительных фабриках начала внедряться система централизованной смазки мельниц (и дробилок), при которой несколько одинаковых машин обслуживаются одной групповой масло-станцией. На рис. 33 изображена разработанная Механобром [13] схема, иллюстрирующая способ централизованной подачи масла.

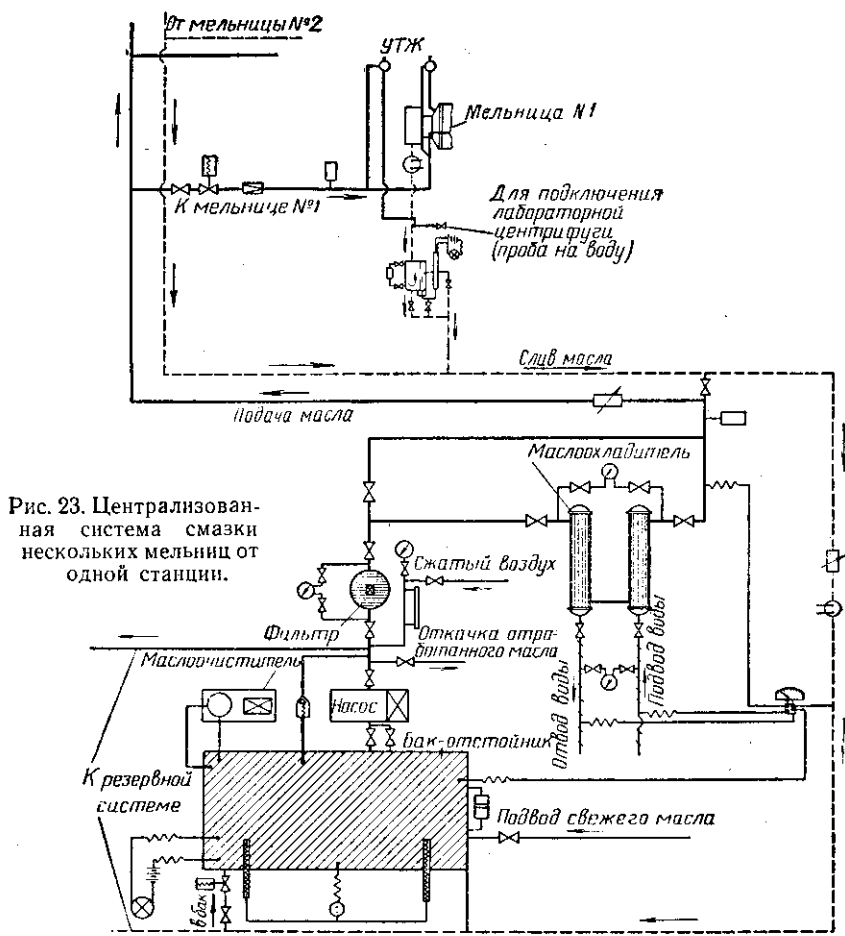


Рис. 23. Централизованная система смазки нескольких мельниц от одной станции.

Уралмашзаводом поставляется аппаратура для индивидуальной смазки производительностью $Q=35$ л/мин, а для групповой — 125, 300, 600 л/мин в зависимости от числа мельниц.

§ 16. Монтаж и обслуживание системы смазки

Перед монтажом необходимо проверить исправность монтируемых механизмов и надлежащую чистоту поверхностей, соприкасающихся с маслом и водой. Монтаж маслосистемы производится по техническим условиям завода-изготовителя.

До монтажа трубопровода и разводки труб по мельнице сначала производится заготовка труб, т. е. резка их, гибка, пригонка по месту, нарезание резьбы, сварка, приварка патрубков и фланцев.

После предварительной пригоночной сборки трубопровод разбирается, с помощью стальных щеток производится очистка мест сварки,

затем трубы обстукивают, продувают сжатым воздухом, протравливают 20%-ным раствором соляной или серной кислоты, промывают известковым или содовым 10%-ным раствором и теплой водой чистой и просушивают сжатым воздухом; внутренняя поверхность смазывается маслом.

Для того чтобы при травлении не портить нарезанные концы труб, их рекомендуется покрывать тонким слоем лака.

Концы смазанных труб необходимо заглушать деревянными пробками, которые вынимают только при окончательном монтаже. После монтажа трубопроводов устанавливают контрольно-измерительные приборы. По окончании монтажа всей системы приступают к ее промывке маловязким минеральным маслом, например индустриальным (ГОСТ 1707—51). Промывка производится непрерывно 72 ч, причем после первых 48 ч следует сменить промывочное масло.

Перед пуском маслосистемы в эксплуатацию основное внимание обращают на правильность регулировки предохранительного (перепускного) клапана, ртутного указателя течения (с переключателем) и других блокирующих устройств; проверяется также правильность перекрытия вентилей.

Через указатели течения поток масла должен идти непрерывно. Интенсивность охлаждения масла в холодильнике при одной и той же температуре воды регулируется перекрытием вентиля на входе воды; второй вентиль (для выхода) должен быть всегда открыт полностью.

В зимнее время года при остановке системы воду и масло из фильтра-холодильника спускать обязательно.

ГЛАВА IV

МОНТАЖ И ОБСЛУЖИВАНИЕ ШАРОВЫХ И СТЕРЖНЕВЫХ МЕЛЬНИЦ¹

§ 17. Общие указания

Перед отправкой потребителю мельница обычно проходит обкатку вхолостую на заводском стенде, поэтому при монтаже на фабрике дополнительной пригонки деталей не требуется. Следует лишь проследить за тем, чтобы все регулировочные прокладки, поставленные при заводской сборке, были при монтаже установлены на свое место.

Перед монтажом все узлы и детали очищаются от заводских предохранительных покрытий, а также от пыли или грязи, попавшей при транспортировке мельницы. Все обработанные поверхности и винтовые резьбы осматриваются и, если потребуются, устраняются случайные повреждения, полученные при перегрузке в пути. Все сопрягаемые поверхности предварительно смазываются: неподвижные элементы — густой мазью, а подвижные — жидким маслом. При сборке трущиеся поверхности укрывают от попадания пыли и сора. Опасные в отношении загрязнения места перекрывают специальными деревянными щитами, поверхность которых покрывается чистым брезентом. При монтаже нельзя применять грязные обтирочные материалы или грязное масло.

§ 18. Порядок монтажных работ

Монтаж мельницы начинают после изготовления фундамента. При проектировании фундамента следует руководствоваться соответствующим установочным чертежом.

Фундамент мельниц (рис. 34) выполняется из железобетона высоких марок. Он заглубляется до уровня основного грунта. Оба цоколя 1 и 2

¹ Глава IV составлена по материалам инструкций Уралмашзавода № И-1303 и И-1333; авторы инструкций Д. Беренов, А. Верник, А. Колбасин, Б. Лобанов, А. Сатовский.

под главные подшипники должны быть поставлены на общую надежную бетонную плиту 3 и прочно сцеплены с ней стальными якорями 4. Общий монолитный фундамент мельницы — необходимое условие ее долговечности. По той же причине цоколи должны быть массивными, расширяющимися книзу; они не должны иметь больших выемок или отверстий.

Пространство между полом здания и барабаном мельницы должно иметь высоту (H), достаточную для обслуживания мельницы при смене футеровки, затяжке болтов и т. д.

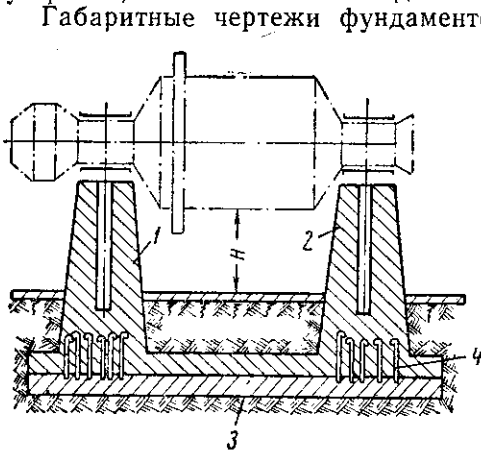


Рис. 34. Схема фундамента

Габаритные чертежи фундаментов, приводимые на установочных чертежах мельниц, дают лишь конфигурацию и габариты опорных площадок. Они не являются рабочими чертежами, необходимыми для выполнения строительных работ, но обязательны лишь в части геометрических размеров, т. е. расстояний между осями отдельных узлов, размеров закладных частей, фундаментных болтов и т. д.

Фундаменты и площадки под маслосмазочную аппаратуру выбирают при рабочем проектировании строительной части, сообразуясь с местными

условиями и руководствуясь основными габаритными размерами, приводимыми на фундаментных чертежах завода-изготовителя.

Монтаж мельницы производится в следующей последовательности:

- 1) на отдельном стенде собирается барабан с торцовыми крышками и на разгрузочную крышку мельницы надевается и закрепляется зубчатый венец (если он поставляется отдельно от барабана);
- 2) на фундаменте на монтажных клиньях устанавливаются плиты под подшипники и под контрпривод;
- 3) на этих плитах устанавливаются корпуса подшипников, производится выверка их соосности и горизонтальности осей. Регулировка по высоте производится подбивкой клиньев;
- 4) собранный корпус мельницы сажается на подшипники;
- 5) собирается и устанавливается контрпривод; особое внимание обращается на правильность зацепления шестерен; регулировка по высоте производится подбивкой клиньев;
- 6) производится затяжка фундаментных болтов всех плит и подливка под плиты цементного раствора;
- 7) закрепляются салазки электродвигателя, устанавливается электродвигатель, надеваются ремни и электродвигатель через пускатель подключается к сети;
- 8) проверяются и регулируются все механизмы на холостом ходу мельницы;
- 9) устанавливается на место и закрепляется комбинированный питатель (в случае если он поставляется отдельно от барабана);
- 10) производится запуск и обкатка мельницы, сначала — с пониженной загрузкой мелющими телами, а затем — с полной нагрузкой.

§ 19. Сборка корпуса мельницы

Вращающаяся часть мельницы (корпус) состоит из барабана загрузочной и разгрузочной торцевой крышки с цапфами и питателя. Сборка всей вращающейся части (без питателя) производится на специальном стенде, собранном из шпал в виде прочных клеток.

А. Питатель

Известны питатели трех типов: барабанные, улитковые и комбинированные (рис. 35, а, б, в).

Самозачерпывающие улитковые питатели (рис. 35, б) предназначены для подъема подаваемого в мельницу материала; они позволяют производить загрузку материала с более низкого уровня (со дна коробки), что необходимо при работе мельницы в замкнутом цикле с классификатором.

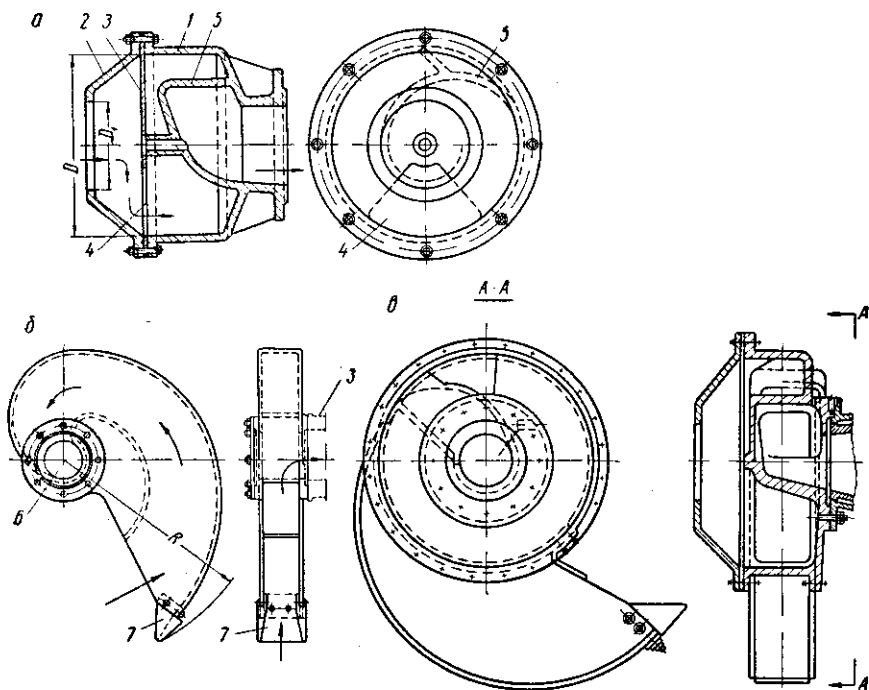


Рис. 35. Питатели:

а — барабанный; б — улитковый; в — комбинированный; 1 — корпус; 2 — крышка; 3 — диафрагма; 4 — секторное отверстие; 5 — спираль; 6 — круглое отверстие; 7 — сменный козырек

Максимальный радиус R улиткового черпака назначается в зависимости от скорости вращения мельницы. Для удовлетворительной работы питателя скорость черпания не должна превышать 85% от критической скорости, вычисленной для козырька улитки. При более высоких скоростях наблюдается разбрасывание материала в загрузочной коробке питателя.

Улитковые питатели могут изготавливаться одно- или двухчерпаковыми.

Комбинированный питатель (рис. 35, в) состоит из барабанного питателя и улиткового черпака, соединенных в одно целое. Он применяется для одновременной загрузки мельницы кусковым материалом (через барабан) и песками классификатора (через черпак). Преимущество комбинированного питателя состоит в том, что крупнокусовой материал попадает в мельницу, минуя загрузочную коробку улиткового черпака, что предотвращает возможность заклинивания крупных кусков между подвижным черпаком и стенками или днищем коробки.

В настоящее время все шаровые и стержневые мельницы, изготавливаемые заводами СССР, снабжаются преимущественно комбинированными питателями.

Питатель укрепляется на торце загрузочной цапфы мельницы на болтах и штифтах (шпильках), предохраняющих болты от срезывания.

Перед установкой комбинированного питателя на место необходимо очистить посадочные плоскости (на загрузочном фланце цапфы и на боковой поверхности питателя).

При установке необходимо следить за тем, чтобы штифты между улиткой и фланцем были поставлены без перекосов, а стопорные винты для крепления штифтов были раскернены.

Питатель ставится на место после обкатки мельницы вхолостую.

Он может быть использован как для левого, так и для правого вращения мельницы, что достигается разворотом средней части питателя на 180°.

Б. Цапфы и торцовые крышки

Внутренняя полость (горловина) загрузочной цапфы 5 (рис. 36) имеет цилиндрическую или расширяющуюся коническую форму. В мельницах больших размеров горловина снабжается внутренней спиралью 3 для осевой подачи загружаемого материала.

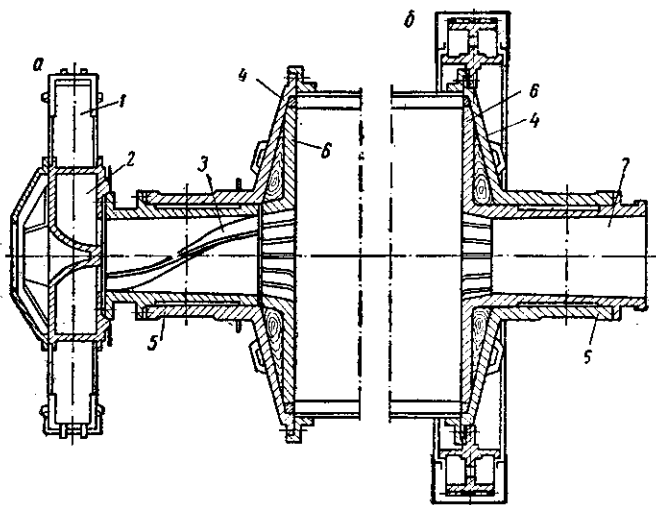


Рис. 36. Загрузочная (а) и разгрузочная (б) крышки стержневой мельницы (УЗТМ):

1 — питатель; 2 — загрузочная воронка; 3 — спираль; 4 — крышка торцовая; 5 — цапфа; 6 — футеровка крышки; 7 — разгрузочная воронка (горловина)

В стержневых мельницах торцовые крышки (рис. 36) и футеровка их делаются плоскими во избежание сдвига стержней. В шаровых мельницах загрузочная и разгрузочная торцовые крышки и футеровка их имеют коническую форму.

В шаровых мельницах с решеткой диафрагма изготавливается в двух вариантах: либо плоской (рис. 37, а), либо конической (рис. 37, б). В шаровых мельницах с центральной разгрузкой футеровка разгрузочной крышки — коническая ребристая (рис. 37, в). Разгрузочная цапфа в этих мельницах снабжается обратной спиралью 7, возвращающей шары и крупные куски руды в рабочее пространство мельницы.

У разгрузочной крышки мельниц с решеткой (рис. 37, а, б) зазор между футеровкой и торцовой крышкой заливается цементным раствором с песком (соотношение 1:2 или 1:3). Предварительно, с целью

удержания цементной заливки до ее затвердения, все отверстия в крышке временно закрывают деревянными пробками.

Перед сборкой все прилегающие поверхности очищают от грязи и пыли, а поверхность примыкания фланцев барабана к торцовым крышкам покрывают слоем сурика. Применение каких-либо прокладок в этих фланцевых соединениях не допускается.

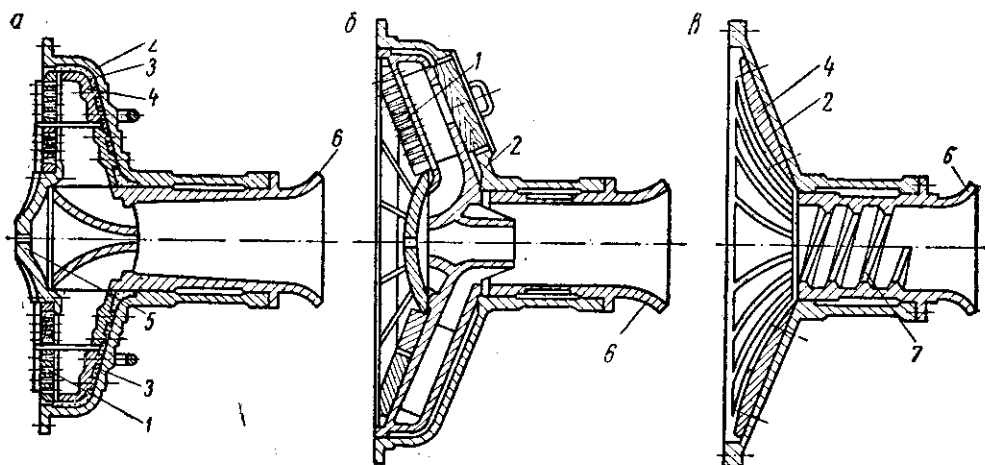


Рис. 37. Разгрузочные крышки шаровых мельниц:

a — с плоской решеткой; *б* — с конической решеткой; *в* — ребристая (для мельницы с центральной разгрузкой); 1 — решетка; 2 — крышка торцовая; 3 — цементный раствор; 4 — футеровка; 5 — центральная футеровка; 6 — разгрузочная воронка; 7 — обратная спираль

§ 20. Монтаж коренных подшипников и корпуса

При монтаже фундаментных плит под подшипники должны быть обеспечены следующие условия:

1) верхние обработанные поверхности фундаментных плит должны находиться в одной строго горизонтальной плоскости. Проверка производится с помощью нивелира или уровня (рис. 38);

2) короткие оси фундаментных плит (*сс* и *ее*), совпадающие с осью мельницы, не должны иметь перекосов и должны лежать на одной прямой линии;

3) перпендикулярные (длинные) оси фундаментных плит (*аа* и *bb*) должны быть строго параллельны.

Фундаментные плиты устанавливаются на клиньях с некоторым зазором между основанием плиты и плоскостью фундамента. Этот зазор заливается затем цементным раствором, но лишь после опробования мельницы на холостом ходу. До заливки раствором плиты удерживаются фундаментными болтами на клиньях.

После окончания всего монтажа колодцы фундаментных болтов заливают цементным раствором в верхней части (на глубину 300 мм). Остальная часть колодца заполняется сухим песком или вообще остается без заполнения. Не допускается заливка фундаментных ниш для закладных деталей.

Перед установкой подшипников на плиты их необходимо очистить от пыли; следует тщательно промыть керосином все трущиеся поверхности и маслоподводящие каналы.

После установки корпусов подшипников на плиты (рис. 38) и закрепления их болтами сферическую поверхность корпусов смазывают густой смазкой. Вкладыш также смазывается густой смазкой. Перед установкой необходимо тщательно очистить смазочное отверстие,

соединяющее маслоотводящий канал со сферической поверхностью вкладыша. Необходимо принимать меры предосторожности против образования каких-либо дефектов (царапин, задигов и т. п.) на вкладышах и цапфах.

Верхние крышки подшипников устанавливаются на место лишь после проверки правильности монтажа вращающихся частей мельницы, т. е. после проверки прилегания трущихся цапф к вкладышам подшипников.

После окончания сборки вращающейся части мельницы на стенде она переносится и устанавливается на подшипники. Грузоподъемные устройства не должны закрепляться за проушины торцовых крышек, так как эти проушины рассчитаны только на подъем самих крышек, а не всего корпуса в собранном виде; для этого

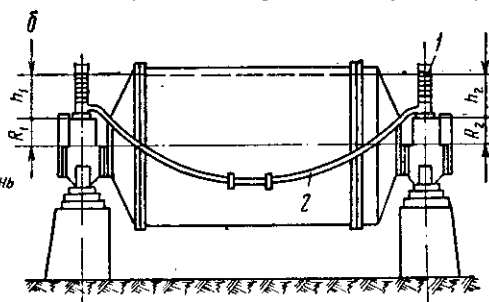
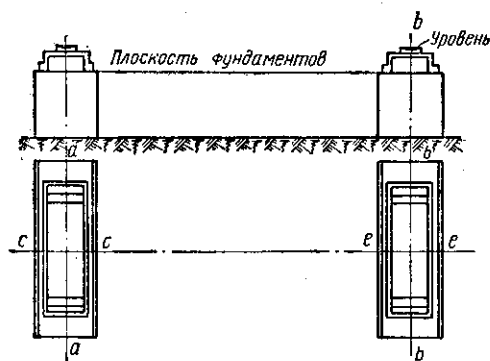


Рис. 38. Проверка горизонтальности оси мельницы с помощью гидростатического уровня

подъемный канат должен проходить под барабаном. Посадка цапф на вкладыши подшипников должна быть плавной, без ударов.

После установки вращающейся части на вкладыши горизонтальность оси барабана проверяется специальным гидростатическим уровнем (рис. 38). Он представляет собой два градуированных стеклянных сосуда 1, соединенных между собой резиновой трубкой 2. Для соблюдения строгой горизонтальности оси мельницы высоты столбов жидкости в сосудах должны быть связаны с радиусами обеих цапф следующим равенством:

$$h_1 + R_1 = h_2 + R_2,$$

где R_1 и R_2 — радиусы цапф;

h_1 и h_2 — высоты столбов жидкости в приборе.

Величина радиусов цапф берется по чертежу или замеряется по натуре.

Если указанное равенство не соблюдается, то это означает, что геометрическая ось мельницы не горизонтальна. Необходимо выверить установку подбивкой клиньев.

Проверка горизонтальности производится в трех-четыре положениях барабана.

Превышение центра грузочной цапфы над центром разгрузочной цапфы допускается не свыше 1,5 мм. Такой небольшой уклон считается приемлемым по соображениям увеличения скорости осевого перемещения материала. Обратный уклон является совершенно недопустимым.

При вращении барабана торцовое биение вкладышей подшипников (вследствие перекаса цапф) не должно превышать 0,3 мм на каждые 100 мм радиуса вкладыша.

§ 21. Монтаж привода

А. Проверка зубчатого венца

Правильность положения зубчатого венца проверяется по величине радиального и осевого биения, измеряемого индикатором или с помощью неподвижных упоров и щупа. В больших мельницах радиальное и осевое биение венца (суммарное) допускается в пределах 0,7 мм. Если радиальное биение превышает этот предел, то его устраняют путем перемещения зубчатого венца относительно торцевой крышки на центрирующей заточке ее (см. рис. 36, б). Повышенное осевое биение может быть устранено либо дополнительной затяжкой соответствующих болтов, либо с помощью металлической прокладки между диском зубчатого венца и торцевой крышкой.

Б. Установка контрпривода

Все детали привода (вал, шестерня, подшипники) перед установкой на место должны быть осмотрены и очищены; подшипники качения промывают керосином или бензином. Площадка фундамента под приводную часть должна быть очищена от масла и других загрязнений, а затем — промыта и обдута струей сжатого воздуха для того, чтобы обеспечить надежное соединение основного фундамента и подливаемого слоя.

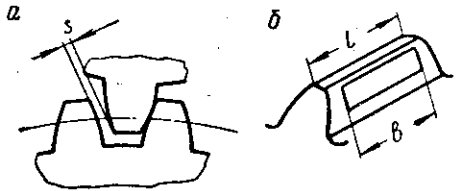


Рис. 39. Проверка зубчатого зацепления

После установки приводного узла производится его проверка. В первую очередь проверяется параллельность осей контрпривода и зубчатого венца; разверка допускается в пределах не свыше 0,3 мм на 1 м длины. Правильность зацепления шестерни и зубчатого венца проверяется по боковому зазору между зубцов: он должен находиться в пределах от $s=0,5$ мм до $s=2$ мм (рис. 39, а).

Проверка на правильность прилегания зубцов производится по пятну касания на краске: длина в пятне касания (l) должна быть не менее 65% от длины зуба (l); а высота — не менее 30% от его высоты (рис. 39, б). В случае невыполнения указанных условий взаимное положение осей зубчатых колес должно быть соответствующим образом изменено.

Выверка венца в горизонтальной плоскости производится с помощью установочных винтов или путем передвижки подшипников мельницы, выверка шестерни — путем перемещения всей стойки с шестерней. Выверка положения шестерни в вертикальной плоскости осуществляется подбивкой клиньев (до подливки их цементным раствором).

В. Установка редуктора

Редуктор соединяется с малой шестерней с помощью зубчатой муфты. Устанавливаемый редуктор выверяется относительно оси малой шестерни; отклонение от соосности редуктора и шестерни не должно превышать 1 мм; перекос осей допускается в пределах угла не свыше 0,5°.

Установку редуктора одновременно проверяют по уровню, накладываемому на его тихоходный вал. Отклонение от горизонтали не должно превышать 0,3 мм на 1 м длины. Затем проверяется отклонение от горизонтали в направлении, перпендикулярном к оси тихоходного вала: оно не должно превышать 1 мм на 1 м длины. В этом случае

уровень накладывают на плоскость разьема редуктора. Выверку редуктора, а также стойки контрпривода на фундаменте производят с помощью плоских стальных пластинок, число которых должно быть не более трех по высоте, или же с помощью встречных самотормозящихся клиньев с углом наклона 5° . Пластинки или клинья после окончательной выверки приваривают к основанию и заливают вместе с ним цементным раствором.

Требования, предъявляемые к зубчатому зацеплению внутри редуктора, таковы: боковой зазор между зубцами 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 тихоходный вал от руки или краном (не включая двигателя). При всех положениях вала сопротивление должно быть одинаковым.

Г. Выверка двигателя

Двигатель должен быть установлен так, чтобы в случае надобности он легко снимался с укрепленных на фундаменте салазков.

Горизонтальность положения двигателя проверяется по уровню, накладываемому на его вал.

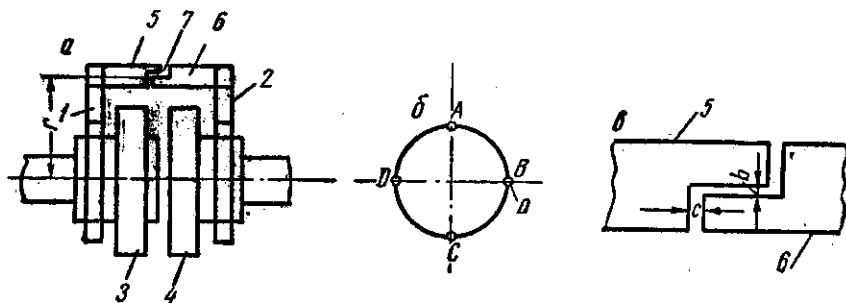


Рис. 40. Приспособление для проверки соосности валов

Если двигатель соединяется с контрприводом с помощью эластичной муфты, то радиальное смещение валов, т. е. отклонение от соосности, допускается до $0,15$ мм, а перекося между приводным валом и двигателем — до $0,3$ мм на 1 м длины.

Проверку смещения и перекося удобно производить с помощью специального приспособления, изображенного на рис. 40.

На хомутах 1 и 2 , охватывающих обе полумуфты 3 и 4 , укрепляются ножи 5 и 6 с тщательно обработанным вырезом 7 типа кольцевого замка. Хомуты должны быть достаточно жесткими, чтобы при измерениях не происходило их сдвига или деформации. Приспособление устанавливают в верхнем положении (точка A на рис. 40, б) и с помощью шупа измеряют зазоры b и c замка (рис. 40, в). После замера оба вала одновременно поворачивают на 90° — из положения A в положение B , а затем — в положение C и D (рис. 40, б). В каждом из них измеряют зазоры b и c . По разности зазоров в двух диаметральных положениях вычисляют величины перекося и осевого смещения, которые не должны превосходить указанных выше пределов.

§ 22. Обкатка и механические испытания мельницы

А. Испытания мельницы на холостом ходу

Перед пуском мельницы проверяют затяжку всех соединений, прочищают и наполняют маслом масляный бак, запускают масляный насос. Убедившись в нормальной подаче масла в подшипники, заполняют

маслом нижнюю часть кожуха зубчатой пары, после чего включают двигатель для обкатки мельницы.

Обкатку на холостом ходу ведут не менее 4 ч. В период обкатки непрерывно ведется наблюдение за нормальной работой смазочного устройства, за температурой подшипников (которая не должна превышать 60°) и за характером шума в зубчатой передаче и в редукторе. Шум от работы зубчатых передач должен быть ровным, без пульсаций (периодического усиления и ослабления) или стуков от ударов.

После остановки мельницы производится проверка зубчатого зацепления. Рабочая поверхность зубцов не должна иметь наклепов или «питтингов». Размеры пятна касания и их расположение должны удовлетворять рис. 39, б. Если размеры пятна касания зубцов получаются меньше указанных, следует произвести приработку зубцов пастой ГОИ.

Работу мельницы вхолостую признают удовлетворительной при следующих результатах испытаний:

- а) масляный насос подает достаточное количество масла;
- б) отсутствует утечка масла в маслопроводе и в уплотнениях;
- в) температура цапф не превышает 45—50°;
- г) осевая подвижка (покачивание) подшипников мельницы на сферических опорах не превышает 1—1,5 мм;
- д) отсутствует простукивание футеровки мельницы;
- е) отсутствуют резкие колебания в потреблении энергии, а к концу испытаний устанавливается постоянный расход энергии (наличие амперметра в цепи обязательно).

Если эти результаты достигнуты, переходят к испытаниям под нагрузкой.

Б. Испытания мельницы под нагрузкой

После обкатки мельницы на холостом ходу производится предварительная проверка ее под нагрузкой при пониженном количестве мелющих тел: вес шаров или стержней берется равным 50% от нормального.

При запуске системы в первую очередь включают масляный насос и проверяют правильность работы всей циркуляционной смазочной системы; обнаруженные неисправности устраняют. При исправной работе маслосмазочной системы включают двигатель мельницы, и в нее подают питание (подлежащий измельчению материал) с пониженной наполовину производительностью.

Испытание мельницы под пониженной нагрузкой проводят в течение нескольких часов (минимальный срок — 2 часа). В этот период проверяют плотность всех соединений барабана, крышек и футеровки. Если обнаруживается течь, то ее устраняют затяжкой болтов, установкой резиновых колец и шайб и т. д. При испытаниях ведется наблюдение за работой зубчатой пары, редуктора и за нагревом подшипников. Неисправности устраняют. Мельница должна проработать испытательный срок (8 часов) после ликвидации всех обнаруженных дефектов.

По окончании предварительных испытаний переходят к контрольным испытаниям под полной нагрузкой. Для этого количество мелющих тел догружают до полной нормы и производительность мельниц доводят до паспортной. Контрольное испытание машины проводят в продолжение двух суток непрерывно, с незначительными остановками для осмотра механизмов.

Если в продолжение испытаний с полной нагрузкой не будет обнаружено каких-либо дефектов, мельница сдается в постоянную эксплуатацию, что оформляется надлежащим актом.

§ 23. Техническое обслуживание мельницы

В процессе эксплуатации обслуживающий персонал ведет наблюдение за нормальной по технологическому процессу работой мельницы (выдача кондиционного продукта измельчения, обеспечение заданной производительности), а также наблюдает за исправной работой всех механизмов, в частности за исправностью действия всей маслосмазочной системы, за температурой подшипников (которая не должна превышать 60°), за работой зубчатых передач и редуктора.

При нормальной работе зубчатых передач и редуктора должен быть слышен равномерный шум без каких-либо пульсаций, т. е. периодического усиления или ослабления звука, без внезапных стуков от ударов, дребезжания и т. п.

Рабочая поверхность зубцов шестерни, венца и редуктора периодически осматривается. Зубцы не должны иметь наклепов или питтингов (местных деформаций); размеры пятна касания и их расположение должны удовлетворять нормам, указанным выше (если размеры пятна касания получаются меньше нормальных, следует произвести приработку зубцов, применяя пасту ГОИ).

При длительных остановках мельницы коробка улиткового питателя должна быть тщательно очищена. Не допускается затвердение оставшегося в коробке материала, а при наличии его производить пуск мельницы нельзя.

Пропуск через мельницу излишнего количества масла не рекомендуется. Подача его должна быть отрегулирована при установившейся работе машины с помощью предохранительного клапана.

В нормально отрегулированной масляной системе давление в нагнетательном маслопроводе должно быть в пределах от 0,5 до 1,2 атм.

Подача масла в каждую смазываемую точку регулируется с помощью установленного на ней вентиля. Необходимо наблюдать за исправной работой указателя движения масла по его смотровому стеклу.

При эксплуатации мельницы не допускается ее перегрузка мелочными телами сверх количества, указанного в инструкции. Догрузка мельницы шарами производится через питатель загрузочной части.

Через регулярные промежутки времени производится смена футеровки.

ЛИТЕРАТУРА

1. Терминология обогащения твердого ископаемого сырья, вып. 43. Изд-во АН СССР, 1957.
2. Эпштейн Е. Ф. и др. Контактные электрофизические методы вторичного дробления руд и горных пород. ГНТК УССР. Киев, 1960. См. также бюлл. «Обогащение руд», 1963, № 2.
3. Ромадин В. П. Пылеприготовление. Госэнергоиздат, 1953.
4. Акунов В. И. Современные вибрационные измельчители без измельчающих тел. Промстройиздат, 1957.
5. Бюлл. «Обогащение руд», 1962, № 5, стр. 54.
6. ГОСТ 10141—62 на шаровые и стержневые мельницы.
7. Фадеев В. И. Современное оборудование для дробления и измельчения руд. Труды института Механобр, вып. 123, 1959.
8. Рунквист А. К., Савичева Е. С. Перспективы применения бесшарового измельчения руд. Бюлл. «Обогащение руд», 1960, № 3.
9. Бюлл. «Обогащение руд», 1961, № 6, стр. 39.
10. Реферат доклада Таннера Х. и Хейкинена Т. на Стокгольмском международном конгрессе обогатителей в 1957 г. «Обогащение руд», 1958, № 4.
11. Изв. АН СССР. ОТИ, 1954, № 8, стр. 79.
12. Дубровин Б. Н., Федоров Б. Н. Результаты испытаний дробилки и центробежной мельницы. Бюлл. «Обогащение руд», 1962, № 3, стр. 34.
13. Свиринов В. Г., Юделев Д. М. Ремонтно-вспомогательное хозяйство обогатительных фабрик. Бюлл. «Обогащение руд», 1958, № 6.
14. Установка для мокрого рудного самоизмельчения на фабрике Вассбо (Швеция). Бюлл. «Обогащение руд», 1963, № 2, стр. 40.

ТЕОРИЯ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

ГЛАВА V

МЕХАНИКА БАРАБАННОЙ МЕЛЬНИЦЫ (БАЛЛИСТИКА ШАРОВ)

§ 24. Параметры механического режима

Механический режим барабанной мельницы (шаровой и стержневой) характеризует два основных параметра:

коэффициент относительной скорости вращения (ψ), представляющий отношение действительной скорости вращения (n об/мин) к так называемой условной критической ($n_{кр}$) и коэффициент заполнения (φ), представляющий отношение объема $V_{ш}$, занятого (до начала движения) шарами или стержнями, к общему рабочему объему барабана:

$$\psi = \frac{n}{n_{кр}} \quad (1)$$

$$\varphi = \frac{V_{ш}}{V} \quad (2)$$

Оба параметра (ψ и φ) являются безразмерными величинами и выражаются в долях единицы либо в процентах.

Входящая в формулу (1) условная критическая скорость вращения ($n_{кр}$) соответствует такой скорости вращения, при которой центробежная сила инерции вращательного движения равна весу шара наружного слоя. В этом случае шар, находящийся в самой верхней точке M барабана (см. рис. 49) оказывается в динамическом равновесии: он не отрывается от футеровки, а вращается с нею как одно целое.

Критическая скорость определяется следующим образом.

Линейная окружная скорость v барабана, вращающегося со скоростью n об/мин и имеющего внутренний диаметр D или радиус R , равна

$$v = \frac{\pi D n}{60} = \frac{\pi R n}{30} \quad (3)$$

Центростремительное ускорение a точек барабана и центра шара, если пренебречь его размерами по сравнению с радиусом, равно квадрату линейной скорости, деленному на радиус вращения:

$$a = \frac{v^2}{R} = \frac{\pi^2 n^2}{30^2} R \quad (4)$$

При вращательном движении шара центробежная сила инерции C равна произведению его массы $\frac{G}{g}$ на центростремительное ускорение:

$$C = \frac{G}{g} \cdot a = \frac{G}{g} \cdot \frac{\pi^2 n^2 R}{30^2} \quad (5)$$

Согласно определению термина «критическая скорость», при критическом числе оборотов ($n = n_{кр}$) центробежная сила инерции равна весу (G) шара, следовательно

$$\frac{G}{g} \cdot \frac{\pi^2 n_{кр}^2 R}{30^2} = G,$$

откуда

$$n_{кр} = \frac{30 \sqrt{g}}{\pi \sqrt{R}}. \quad (6)$$

В этом выражении удобно заменить R на $\frac{D}{2}$ тогда

$$n_{кр} = \frac{30 \sqrt{g} \sqrt{2}}{\pi \sqrt{D}}. \quad (7)$$

С достаточным приближением можно считать, что в последнем равенстве первый корень числителя ($\sqrt{g} = \sqrt{9,81} = 3,13 \text{ м}^{1/2}/\text{сек}$) численно равен входящему в знаменатель множителю π (так как $\pi \approx 3,14$). Поэтому расчетную формулу для критической скорости число записывают в сокращенном виде так:

$$n_{кр} \approx \frac{30 \sqrt{2}}{\sqrt{D}} \approx \frac{42,3}{D}, \text{ об/мин.} \quad (8)$$

В последней формуле диаметр D должен быть выражен в метрах. Вычисленная по формуле (8) условная критическая скорость вращения (об/мин) мельниц нормализованных типоразмеров приведена ниже.

Номинальный диаметр мельницы D_n , 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	120	120
Расчетный диаметр (в свету) $D = D_n - 2\Delta$, м	0,5	0,8	1,1	1,35	1,90	2,5	3,0	3,36	3,76	4,26
Условная критическая скорость вращения, $n_{кр} = \frac{42,3}{\sqrt{D}}$, об/мин	60	47,3	40,3	36,4	30,6	26,8	24,4	23,0	21,6	20,4

В зарубежной литературе (главным образом в США) под критической понимается скорость вращения, определяемая по формуле

$$n'_{кр} = \frac{42,3}{\sqrt{D - d_{ш}}}, \text{ об/мин,} \quad (9)$$

где $d_{ш}$ — диаметр шара.

Если при определении коэффициента относительной скорости для мельниц малых и средних размеров в формулу (1) подставить $n'_{кр}$ взамен $n_{кр}$, то показатель ψ' (где $\psi' = \frac{n}{n'_{кр}}$) будет больше, чем ψ , примерно на 1—2% абсолютных. Этим объясняется различие в значениях относительной скорости, приводимых в отечественной и зарубежной литературе.

Неудобство формулы (9) состоит в том, что при пользовании ею необходимо каждый раз оговаривать, каков принятый диаметр шара. От этого недостатка свободна приближенная формула (8), в которую размер шара не входит. Поэтому в дальнейших расчетах под величиной $n_{кр}$ принимается скорость вращения соответствующая упрощенной формуле (8).

Для определения второго параметра (φ) необходимо знать полезный объем V мельницы и вес находящихся в ней шаров $G_{ш}$ (t), а также их объемный вес в насыпке $\gamma_{ш}$ (t/m^3). Тогда объем всей массы шаров

$$V_{ш} = \frac{G_{ш}}{\gamma_{ш}}, m^3. \quad (10)$$

Если D (m) — внутренний диаметр барабана, а L — его полезная длина, то рабочий объем барабана (как цилиндра диаметром D и длиной L)

$$V = \frac{\pi D^2 L}{4}, m^3. \quad (11)$$

После подстановки $V_{ш}$ и V в формулу (2) находим коэффициент заполнения мельницы шарами

$$\varphi = \frac{V_{ш}}{V} = \left(\frac{G_{ш}}{\gamma_{ш}} \right) \cdot \frac{4}{\pi D^2 L}. \quad (12)$$

Объемный вес стальных шаров колеблется в зависимости от их размеров в пределах от 4,50 до 4,85 t/m^3 , а стержней — от 6,5 до 7 t/m^3 . В табл. 13 приведены данные, которыми можно пользоваться при точных расчетах.

Таблица 13

Объемный вес шаров и стержней

Стальные шары				Стержни			
Диаметр шара, мм	Вес 1 м ³ шаров, $\gamma_{ш}$, т	Вес одного шара, кг	Число шаров в 1 т их	Диаметр стержня, мм	Вес 1 м ³ стержней, $\gamma_{с}$, т	Вес одного стержня (длиной в 1 м), кг	Число стержней (длиной 1 м) в 1 т их
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	0,889	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				

Для приближенного расчета принимают:

для шаров

$$\gamma_{ш} \approx 4,6 t/m^3 \quad (13)$$

и для стержней

$$\gamma_{с} \approx 6,6 t/m^3. \quad (14)$$

От объемного веса $\gamma_{ш}$ металлических шаров, находящихся в мельнице, следует отличать объемный вес всей рудно-шаровой загрузки в целом (γ_0). В него включается помимо веса шаров также вес рудной пульпы, находящейся в порах между ними. Если для смеси стальных шаров принимают в среднем $\gamma_{ш} = 4,6 t/m^3$, то для шаровой загрузки (по нормам ВТИ — ЦКТИ) считают $\gamma_0 = 4,9 t/m^3$.

Объем всей рудно-шаровой загрузки равен, очевидно, общему объему шаров ($V_{ш}$), так как пульпа заполняет поры, а ее вес

$$G = \gamma_0 V_{ш}. \quad (15)$$

При заданном коэффициенте заполнения φ , определяющем отношении объемов $\left(\frac{V_{ш}}{V} \right)$, общий вес рудно-шаровой загрузки, включающей рудную пульпу, будет несколько больше, чем вес самих шаров, так как отношение первого ко второму равно

$$\frac{G_0}{G_{ш}} = \frac{\gamma_0}{\gamma_{ш}}$$

Например, принимая $\gamma_o = 4,9$ и $\gamma_{ш} = 4,6 \text{ т/м}^3$, имеем

$$\frac{G_o}{G_{ш}} = \frac{4,9}{4,6} = 1,07.$$

Общий вес G_o (отличающийся от $G_{ш}$) принимают во внимание только при расчете углеразмольных мельниц по методу ВТИ—ЦКТИ. При расчетах рудных мельниц за основу принимают вес самих шаров $G_{ш}$ (или стержней G_c) и их объемный вес $\gamma_{ш}$ (или γ_c).

На основании формул (2) и (10) справедливо следующее соотношение:

$$\left(\frac{G_{ш}}{V}\right) = \varphi_{ш}. \quad (16)$$

Стоящая слева дробь $\left(\frac{G_{ш}}{V}\right)$ есть не что иное, как удельная шаровая загрузка, т. е. вес шаров, приходящийся на единицу объема барабана. Так, принимая коэффициент заполнения $\varphi = 0,45$ (или 45%) и считая $\gamma_{ш} = 4,6 \text{ т/м}^3$, по формуле (16) находим соответствующую удельную шаровую загрузку:

$$\left(\frac{G_{ш}}{V}\right) = 0,45 \cdot 4,6 = 2,07 \text{ т/м}^3, \quad (17)$$

а при заполнении $\varphi = 50\%$ будет

$$\left(\frac{G_{ш}}{V}\right) = 0,50 \cdot 4,6 = 2,3 \text{ т/м}^3. \quad (18)$$

Уралмашзавод рекомендует для больших шаровых мельниц (с решеткой), применяемых для первой стадии измельчения, брать удельную загрузку

$$\left(\frac{G_{ш}}{V}\right) = 2,1 \text{ т/м}^3,$$

чему соответствует

$$\varphi = 45,5\%.$$

Аналогично для стержневых мельниц удельная стержневая загрузка

$$\left(\frac{G_c}{V}\right) = \varphi\gamma_c. \quad (19)$$

Обычно принимают

$$\left(\frac{G_c}{V}\right) = 2,3 \text{ т/м}^3, \quad (20)$$

чему при $\gamma_c \approx 6,6 \text{ т/м}^3$ соответствует $\varphi \approx 35\%$.

§ 25. Скоростные режимы

Потребляемая мельницами мощность определяется главным образом геометрическими размерами барабанов (D и L), объемным весом мелющих тел ($\gamma_{ш}$ или γ_c) и параметрами механического режима (ψ и φ). Поэтому мощность выражают в виде функции перечисленных величин; при этом зависимость дается с помощью таблиц или графиков либо аналитически в виде уравнения

$$N = f(D, L, \gamma_{ш}, \psi, \varphi).$$

Поскольку мощность существенно зависит от величины ψ и φ , необходимо предварительно остановиться на скоростных режимах, соответствующих различным значениям этих параметров.

Для барабанной мельницы, вообще говоря, возможен один из следующих скоростных режимов:

- 1) режим без подбрасывания мелющих тел (только с их перекатыванием);
- 2) смешанный режим (частично — перекатывание и частично — подбрасывание);
- 3) режим с преимущественным подбрасыванием, но со скоростью вращения, меньшей критической ($\psi < 1$);
- 4) режим со сверхкритической скоростью ($\psi > 1$);
- 5) режим махового колеса.

Перечисленные режимы можно кратко охарактеризовать следующим образом.

А. Режим без подбрасывания

Скоростной режим без подбрасывания мелющих тел (с перекатыванием их), который по предложению проф. С. Е. Андреева [1]

иногда называют каскадным из-за сходства движения шаров с каскадным движением воды по ступенчатому порожиному руслу, в зарубежной литературе получил название некатарактного. При этом режиме после пуска мельницы в ход начальная шаровая или стержневая загрузка (рис. 41) поворачивается на некоторый предельный угол Θ и шары (стержни) приходят в движение по замкнутым траекториям. Если параметры ψ и ϕ подобраны так, что подбрасывание шаров исключено, то при установившемся некатарактном режиме поверхность естественного откоса приобретает вид плоскости FB , наклоненной под некоторым углом ϵ к горизонту, причем этот угол равен предельному углу поворота: $\epsilon = \Theta$. С. Е. Андреев [1] характеризует этот режим следующим образом: «...при небольших

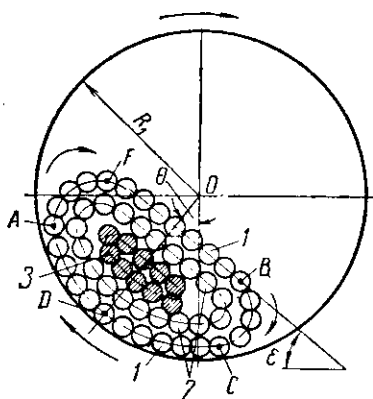


Рис. 41. Схема движения шаров при режиме с перекатыванием без подбрасывания (каскадном или некатарактном)

скоростях вращения мельницы шаровая нагрузка делает поворот в сторону вращения примерно на $40\text{--}50^\circ$ и остается в этом положении, причем шары непрерывно циркулируют, поднимаясь по круговым траекториям до верхнего наклонного слоя и скатываясь каскадом вниз». Как будет показано дальше, режим без подбрасывания обеспечивается при любой скорости вращения мельницы, но при том непременно условии, что заполнение ее мелющими телами не превосходит некоторого предела (для шаровых мельниц $\phi \leq 29\%$). Таким образом, режим с перекатыванием без подбрасывания (каскадный, некатарактный) связан с относительно малыми шаровыми и стержневыми загрузками.

При этом режиме движение шаров можно представить себе как некоторую циркуляцию их по замкнутым траекториям. Например, на рис. 41 изображены три замкнутых контура, по которым в каждый данный момент располагаются центры движущихся шаров. Внешний слой 1 характеризуется точками A, F, B, C, D, A . Шар, находящийся в этом слое, перемещается от нижней точки C до точки A по дуге CDA , составляющей часть окружности радиуса R_1 , так как участвует во вращательном движении барабана. В точке A происходит отрыв шара от внутренней поверхности барабана, после чего он перемещается короткое время по некоторой дуге AF , переходя в точке F на почти прямолинейный отрезок

FB. Затем, возвратившись по дуге *BC* в точку *C*, шар начинает второй цикл движения по замкнутому контуру *1*. Совершенно аналогичный вид имеет и внутренний контур *2*.

В центральной части шаровой загрузки имеется мертвая зона *3*, заштрихованная на рис. 41; движение шаров здесь отсутствует. «Ядро» *3* остается неподвижным относительно неподвижного наблюдателя.

Для стержневых мельниц некатарактный режим без подбрасывания практически является единственно возможным, так как подбрасывание стержней может привести к перекосам и неправильной их укладке и в конечном итоге — к запутыванию и образованию «костров».

Для шаровых мельниц некатарактный (каскадный) режим без подбрасывания применяется главным образом при сухом измельчении, например для трубных мельниц цементной промышленности, для угле-размольных барабанно-шаровых мельниц в котельных на электростанциях и т. д. При режиме непрерывного скатывания (каскадное движение) крайние шары проходят значительный по длине путь (*FB*, рис. 41), на протяжении которого сталкиваются с нижележащими шарами, раздавливая легкими ударами частицы материала, находящегося на их поверхности. Если при сухом измельчении перейти на режим с интенсивным подбрасыванием, то число соударений катящихся шаров с остальной их массой резко сократится и измельчение окажется неэффективным: при переходе от каскадного режима на режим с подбрасыванием (иначе «водопадный») удельная производительность мельниц сухого помола может заметно понизиться.

Это соображение не имеет силы для мельниц, предназначенных для первой стадии мокрого измельчения. С точки зрения использования ресурсов мельницы, здесь предпочтительнее режим с подбрасыванием, так как основная масса рудных зерен налипает на поверхность шаров, совершает полет вместе с ними и потому раздавливается преимущественно в момент удара, которым заканчивается падение шаров. Таким образом, для первой стадии мокрого измельчения некатарактный режим применим.

Такой режим (без подбрасывания) применяется только в операциях мокрого доизмельчения промпродуктов, т. е. в основном для доизмельчения сростков, когда недопустимы сильные удары, а требуется истирающее действие шаров, характерное для некатарактного режима.

Б. Смешанный режим с частичным подбрасыванием и перекатыванием

Картину движения схематически иллюстрирует рис. 42, где пунктиром показано положение шаров, находящихся в данный момент в полете, а сплошными линиями — перемещающихся сплоченной массой, т. е. перекатыванием.

Чем больше принятый коэффициент заполнения ϕ , тем выше успевают подняться шары до момента их отрыва и начала свободного полета (точка *A*), следовательно, тем больше шаров подбрасывается в воздух и тем меньшее количество их перемещается путем перекатывания.

Как и в предыдущем случае, здесь образуется мертвая зона (заштрихованная на рис. 42 часть шаров), вокруг котсрой, как вокруг неподвижного «ядра», по замкнутым траекториям циркулируют остальные шары. Движение шара по любому контуру, например *AFBCDA*, можно разделить здесь на три фазы: 1) фазу перемещения по дуге окружности *CDA* вместе с барабаном; 2) фазу свободного полета по параболической траектории *AFB* (в точке *A* шар отрывается от барабана; точка *F* — вершина параболы; в точке *B* шар заканчивает полет, ударяясь о сплоченную массу); 3) фазу перекатывания (от *B* и *C*) вместе с остальной массой шаров. Начиная с точки *C*, весь трехфазный цикл возобновляется.

Схема, изображенная на рис. 42, является идеализированной в том отношении, что в действительных условиях замкнутые контуры не остаются неизменными и строго правильными по своей геометрической конфигурации; они деформируются, искривляются, теряя правильную форму, а шары, находящиеся на тех или иных слоях, после столкновений и взаимных соударений, перескакивают с одного слоя на другой. Тем не менее, в основных чертах схема смешанного режима остается в принципе примерно такой, как она изображена на рис. 42.

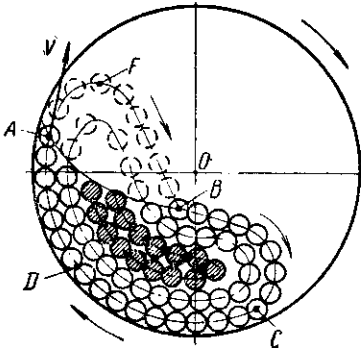


Рис. 42. Схема движения шаров при смешанном режиме (с перекатыванием и частичным подбрасыванием)

В. Режим с преимущественным подбрасыванием шаров

По предложению проф. С. А. Андреева такой режим называют [1] водопадным; в зарубежной литературе он известен как катарактный. При этом режиме, создаваемом при вращении мельницы с большой скоростью, шары поднимаются по круговым траекториям до известной высоты и падают водопадом по параболическим траекториям. В свободном полете (рис. 43), который начинается с момента отрыва шаров от остальной массы, участвуют все шары. При анализе делается допущение, что траектория любого шара представляет собой замкнутую кривую, состоящую из двух участков: верхняя часть ее $A_1F_1B_1$ — парабола свободного полета, а нижняя B_1DA_1 — дуга окружности, по которой шар движется в тот период цикла, когда шаровая загрузка вращается вместе с барабаном как одно с ним целое (двухфазный цикл).

В действительности, даже при большом заполнении ($\varphi = 45\%$) и при скорости, близкой к критической ($\varphi = 80-85\%$), в центральной части загрузки образуется мертвая зона (ядро), с неподвижными в пространстве шарами. Это подтверждает рис. 44, где приведена моментальная фотография (кинокадр) вращающейся модели шаровой мельницы, имеющей прозрачную торцовую стенку [2]. При испытаниях такой модели наличие мертвой зоны обнаруживалось при всех коэффициентах заполнения и всех скоростях вращения. Следовательно, образование центрального неподвижного ядра неизбежно при всех принятых на практике режимах — некатарактном (каскадном), смешанном и катарактном (водопадном). Это обстоятельство затрудняет разработку точной теории движения элементов шаровой загрузки.

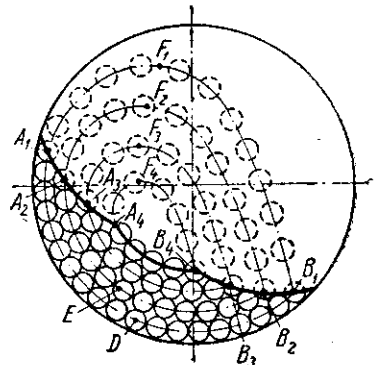


Рис. 43. Схема движения шаров при режиме с подбрасыванием (катарактном или водопадном)

Это обстоятельство затрудняет разработку точной теории движения элементов шаровой загрузки.

Г. Режим со сверхкритической скоростью

Если скорость вращения мельницы равна или превосходит критическую, соответствующую формулам (7), (8), 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. Для внутренних шаров сохраняется режим

с подбрасыванием (водопадный): часть пути они проходят свободным полетом. При этом некоторая часть шаров, расположенных вблизи наружного центрифугирующего слоя, в конце своего свободного полета ударяется непосредственно о футеровку барабана. Вследствие этого износ футеровки при скорости вращения, приближающейся к критической или превышающей ее, оказывается весьма значительным.

Д. Режим махового колеса

При дальнейшем значительном повышении скорости вращения за пределы критической наступает динамическое равновесие всей шаровой

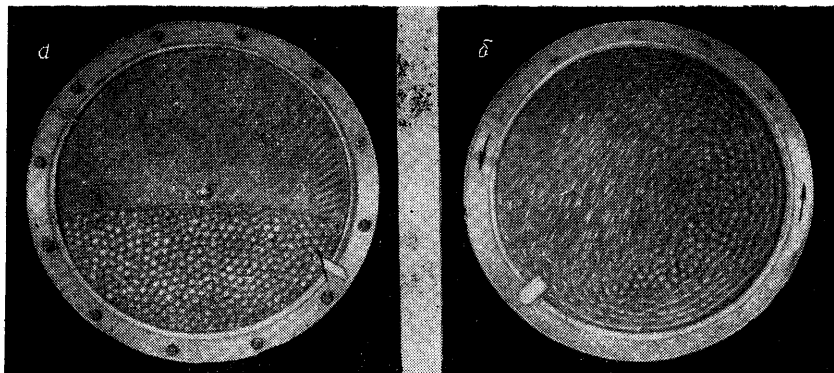


Рис. 44. Расположение шаров при испытаниях прозрачной модели шаровой мельницы:

a — до начала движения; *b* — при работе в режиме с подбрасыванием ($\varphi = 0,5$; $\psi = 0,80$)

загрузки: она располагается в виде кольца (рис. 45), вращающегося как одно целое с барабаном. Измельчающее действие шаров полностью прекращается, скорость их относительно барабана обращается в нуль, а энергия, расходуемая непосредственно на движение шаров, также равна нулю.

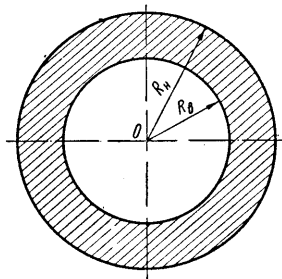


Рис. 45. Шаровая загрузка в режиме махового колеса

§ 26. Граница режима без подбрасывания (каскадного, некатарактного)

В настоящем параграфе выведены формулы, позволяющие определить те граничные условия (скорость вращения мельницы и коэффициент заполнения), при которых режим с перекатыванием шаров переходит в режим с подбрасыванием.

Рассмотрим простейший случай: равновесие наклоненной под некоторым углом ϵ загрузки, составленной из стержней правильной цилиндрической формы. На рис. 46, *a* показано расположение стержней до начала вращения мельницы, а на рис. 46, *b* — после поворота ее на некоторый угол Θ .

Допустим, что после того, как мельница повернулась на угол Θ и был достигнут предельный уклон, при котором стержни начали скатываться, мельница была остановлена (рис. 46, *b*). Очевидно, поверхность *AB*, имеющая наклон ϵ (равный Θ), будет представлять собой плоскость естественного откоса стержней, т. е. центры O_2, O_3, O_4 слоя стержней образуют плоскость *AB*, расположенную под углом ϵ к горизонтали *OX*.

Для определения предельного угла $\Theta = \epsilon$ рассмотрим условия равновесия одного стержня O_1 , лежащего на двух смежных с ним стержнях с центрами O_2 и O_3 (рис. 46, б). На рис. 47 три рассматриваемых стержня O_1, O_2 и O_3 изображены в более крупном масштабе. Вес верхнего стержня изображается здесь вектором G . Очевидно, что до тех пор, пока этот вектор проходит внутри заштрихованного треугольника O_1, O_2, O_3 ,

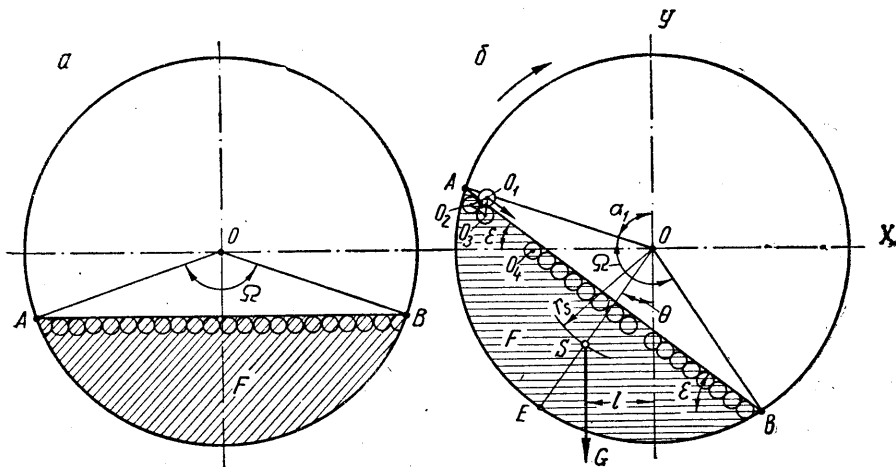


Рис. 46. Расположение шаров (стержней) при режиме без подбрасывания: а — до пуска мельницы в ход; б — динамическое равновесие загрузки в рабочем состоянии

стороны которого соединяют все три центра, верхний стержень будет находиться в равновесии (рис. 47, а). Но с увеличением угла наклона ϵ вектор G будет приближаться к стороне O_1O_3 и, наконец (рис. 47, б), в тот момент, когда он пройдет через точку T касания двух стержней и

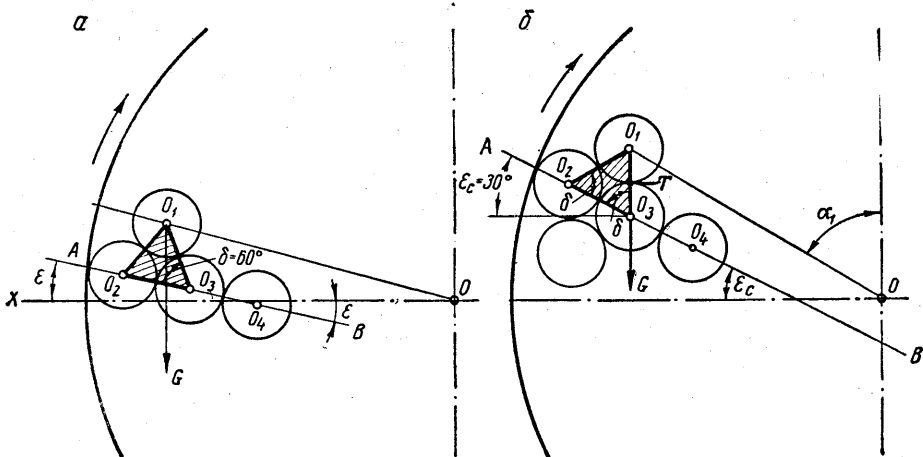


Рис. 47. Схема для определения угла откоса стержневой загрузки: а — непредельное положение; б — предельно-равновесное положение

направление его совпадет со стороной O_1O_3 треугольника, угол наклона ϵ достигнет предела ϵ_0 . При дальнейшем сколь угодно малом повороте плоскости AB вектор G выйдет за пределы треугольника $O_1O_2O_3$ и стержень O_1 начнет качение по нижележащему слою стержней.

Треугольник $O_1O_2O_3$ — равносторонний и все углы его $\delta = 60^\circ$. Поэтому в момент перехода вектора G через точку O_3 угол ϵ_0 как дополнение до 90° к углу δ будет равен $\epsilon_0 = \epsilon_{\max} = 90 - \delta = 30^\circ$. Следовательно, в стержневой мельнице угол естественного откоса стержневой

загрузки в покое (если только все стержни имеют одинаковый диаметр) равен 30° .

Для определения угла откоса в движении необходимо ввести поправку на центробежный эффект вращающейся стержневой мельницы.

Переходим к шаровой мельнице.

Расположение шаров изображено на рис. 48. При наиболее плотной упаковке верхний шар (O_1) опирается на три шара (O_2 , O_3 и O_4), каждого из которых он касается в одной точке. Таким образом, центры всех четырех шаров располагаются по вершинам тетраэдра — трехгранной пирамиды, у которой все ребра равны. Пространственное расположение центров O_1 , O_2 , O_3 и O_4 наглядно выясняется из перспективной схемы (рис. 48, б).

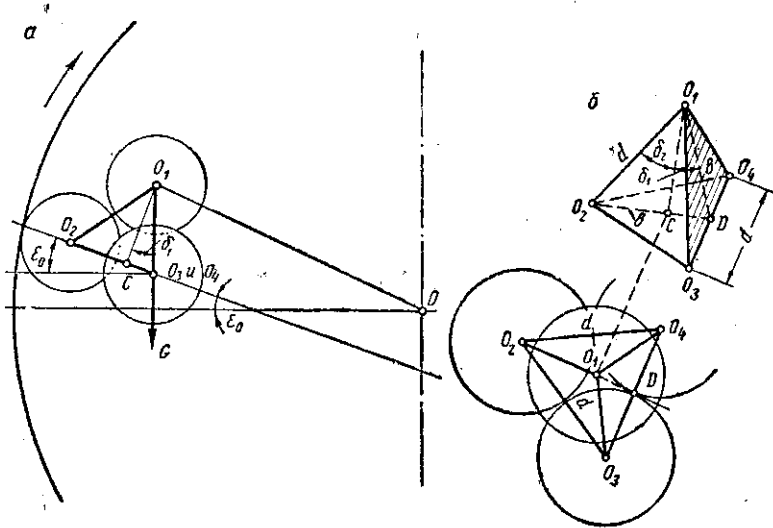


Рис. 48. Схема для определения начала свободного скатывания шаров при тетраэдрической их укладке:

а — расположение шаров; б — перспективный вид (O_1 , O_2 , O_3 , O_4 — центры шаров)

Очевидно, что равновесие верхнего шара O_1 прекратится в тот момент, когда вектор G окажется в плоскости $O_1O_3O_4$ (рис. 48, а). Эта же плоскость на рис. 48, б заштрихована.

В тетраэдре $O_1O_2O_3O_4$ (рис. 48, б) все апофемы треугольных граней равны между собой:

$$b = O_1D = O_2D.$$

Что касается расстояния (CD) от центра тяжести треугольного основания до его стороны, то оно равно одной трети общей длины апофемы:

$$CD = \frac{O_2D}{3} = \frac{b}{3}.$$

Отсюда для угла CO_1D имеем

$$\sin \delta_1 = \frac{CD}{O_1D} = \frac{b}{3 \cdot b} = \frac{1}{3}.$$

Этому значению синуса отвечает угол

$$\delta_1 = \arcsin \frac{1}{3} = 19^\circ 28' 12'' \approx 20^\circ.$$

Но из рис. 48, а видно, что предельный угол наклона ϵ_0 равен углу δ_1 , как углы с взаимно перпендикулярными сторонами:

$$\epsilon_0 = \delta_1 \approx 20^\circ. \quad (21)$$

Следовательно, угол откоса одинаковых по размеру шаров (в покое) равен около 20° .

Если шаровая загрузка составлена из смеси шаров разных размеров, то для входящих в смесь крупных шаров угол скатывания окажется несколько меньше теоретического ($\epsilon_0 = 20^\circ$), а для мелких — больше. Поэтому средний для всей смеси угол скатывания будет зависеть от граулометрического состава шаровой загрузки.

На величину угла откоса шаров в движении оказывает влияние задерживающее действие центробежных сил инерции.

При наличии вращательного движения мельницы динамическое равновесие установится при угле откоса ϵ , несколько большем, чем угол откоса в покое (ϵ_0) ввиду того, что центробежные силы инерции препятствуют скатыванию шаров. Схема действия сил выясняется из рис. 49. На верхний шар с центром O_1 , помимо веса G , действует центробежная сила инерции $C = \frac{G}{g} \omega^2 R_1$, направленная по радиусу R_1 , т. е. под углом α_1 к вертикали. В параллелограмме сил равнодействующая обеих сил G и C есть Q (диагональ параллелограмма). Пока вектор Q проходит внутри треугольника $O_1O_2O_3$ шар находится в динамическом равновесии, но оно нарушится в тот момент, когда вектор Q совпадет со стороной O_1O_3 тетраэдра.

В отличие от схемы, показанной на рис. 48, в данном случае (рис. 49) угол ϵ равен сумме двух углов:

$$\epsilon = \delta_1 + \delta_3, \quad (22)$$

так как стороны угла наклоне ϵ перпендикулярны сторонам суммарного угла ($\delta_1 + \delta_3$). Таким образом, формула (21), где $\epsilon_0 = \delta_1$, соответствует частному случаю — отсутствию центробежных сил.

Угол δ_3 характеризует отклонение линии центров O_1O_3 от вертикали O_1G в момент начала качения верхнего шара.

Согласно уравнению (22) он равен разности двух углов.

$$\delta_3 = \epsilon - \delta_1. \quad (23)$$

Проектируя все три силы Q , G и C на горизонталь OX и на вертикаль OY , получим следующие предельные условия динамического равновесия:

$$Q \cdot \sin \delta_3 \leq \frac{G}{g} \omega^2 R_1 \cdot \sin \alpha_1; \quad (24)$$

$$Q \cdot \cos \delta_3 \geq G - \frac{G}{g} \omega^2 R_1 \cdot \cos \alpha_1. \quad (25)$$

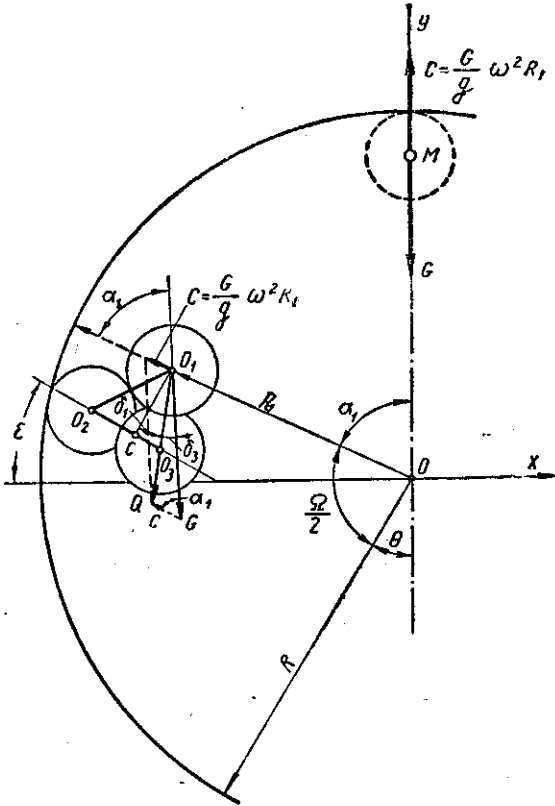


Рис. 49. Схема для определения начала скатывания шаров при наличии центробежных сил

Деля уравнение (24) на (25) и заменяя угол δ_3 по равенству (23) на разность $(\varepsilon - \delta_1)$, находим

$$\operatorname{tg}(\varepsilon - \delta_1) \leq \frac{\omega^2 R_1 \sin \alpha_1}{g - \omega^2 R_1 \cos \alpha_1}. \quad (26)$$

Последнее уравнение может быть преобразовано введением относительной скорости вращения, под которой понимается отношение фактического числа оборотов (или угловой скорости) к критическому:

$$\psi = \frac{n}{n_{\text{кр}}} = \frac{\omega}{\omega_{\text{кр}}}. \quad (27)$$

Но критическая угловая скорость соответствует той центробежной силе, которая равна весу шара (см. пунктирное положение шара M в верхней части рис. 49) ¹:

$$\frac{G}{g} \omega_{\text{кр}}^2 R_1 = G, \quad (28)$$

откуда

$$\omega_{\text{кр}}^2 R_1 = g. \quad (29)$$

На основании равенств (27) и (29) имеем

$$\omega^2 R_1 = \psi^2 \cdot \omega_{\text{кр}}^2 R_1 = \psi^2 g. \quad (30)$$

Исключая с помощью уравнения (30) произведение из выражения (26), находим окончательно

$$\operatorname{tg}(\varepsilon - \delta_1) \leq \frac{\psi^2 \sin \alpha_1}{1 - \psi^2 \cos \alpha_1}. \quad (31)$$

В полученной формуле угол δ_1 , совершенно так же, как и для плоскости откоса в покое, равен

$$\delta_1 \operatorname{arcsin} \frac{1}{3} = 19^\circ 28' 12'' \approx 20^\circ. \quad (32)$$

Что касается угла α_1 , то, допуская предположение о существовании плоской поверхности откоса, найдем (см. рис. 46) следующую зависимость его от угла поворота θ и «угла заполнения» Ω (где Ω — центральный угол, соответствующий сегменту шаровой загрузки):

$$\alpha_1 = 180^\circ - \left(\theta + \frac{\Omega}{2} \right). \quad (33)$$

Угол заполнения Ω найдем из следующих соотношений.

Площадь сегмента F равна

$$F = \frac{1}{2} R_1^2 (\Omega - \sin \Omega), \quad (34)$$

где угол Ω измеряется в радианах.

Введем коэффициент заполнения сечения

$$\varphi = \frac{F}{\pi R_1^2}, \quad (35)$$

где F — площадь сечения шаровой загрузки.

Из предыдущего уравнения (34) найдем

$$\varphi = \frac{\Omega - \sin \Omega}{2\pi}. \quad (36)$$

Такова связь между коэффициентом заполнения φ и центральным углом Ω .

¹ Здесь и в дальнейшем пренебрегается размерами шаров по сравнению с радиусом мельницы.

Если задан коэффициент φ , то угол Ω может быть определен по графику (рис. 50), после чего значение его может быть подставлено в уравнение (33). В результате последнее свяжет углы α_1 и θ :

$$\alpha_1 = f(\theta). \quad (37)$$

Таким образом, задача определения условий предельного равновесия сводится к совместному решению двух уравнений [(31) и (33)] с двумя неизвестными: α_1 и ε , где $\varepsilon = \theta$.

Ход расчета необходимых углов будет таков:

1. Задаваясь коэффициентом заполнения φ , вычисляем по формуле (36) или находим по графику (рис. 50) соответствующий ему центральный угол заполнения Ω .

2. По уравнению (33) наносим прямую $\alpha_1 = f(\theta)$, которая отобразит угол α_1 как функцию угла поворота θ (см. прямую KL на рис. 51).

3. Задаемся относительной скоростью ψ и, выбирая для угла α_1 ряд численных значений $\alpha_1, \alpha_1', \alpha_1''$, вычисляем по формуле (31) соответствующие значения возможных углов откоса ε ; полученную кривую $\alpha_1 = f_2(\varepsilon)$ вычерчиваем на той же диаграмме (см. кривую $ABCDH$ на рис. 51).

4. Так как в момент начала качения угол откоса ε должен быть равен углу поворота θ (как углы с взаимно перпендикулярными сторонами), то на рис. 51 точка пересечения C обеих линий, т. е. прямой $\alpha_1 = f_1(\theta)$ и кривой $\alpha_1 = f_2(\varepsilon)$, дает графическое решение двух уравнений с двумя неизвестными (α_1 и $\varepsilon = \theta$).

Таким образом, точкой C определяются все три интересующих нас угла.

Рассмотрим численный пример.

Примем коэффициент заполнения $\varphi = 0,20 = 20\%$ и относительную скорость $\psi = 0,8$.

По графику (см. рис. 50) или с помощью формулы (36) находим, что коэффициенту $\varphi = 0,20$ соответствует центральный угол $\Omega = 121^\circ$; отсюда $\Omega = 60^\circ,5$.

Откладывая на рис. 51 по оси абсцисс углы поворота θ , а по оси ординат угол α_1 , вычерчиваем прямую KL , соответствующую уравнению (33):

$$\alpha_1 = 180^\circ - \frac{\Omega}{2} - \theta = 180 - 60^\circ,5 - \theta = 119^\circ,5 - \theta. \quad (38)$$

Эта наклонная прямая пересекает ось ординат в точке K , где $\alpha_1 = 119^\circ,5$, а ось абсцисс — в точке L , где $\theta_{\max} = 119^\circ,5$.

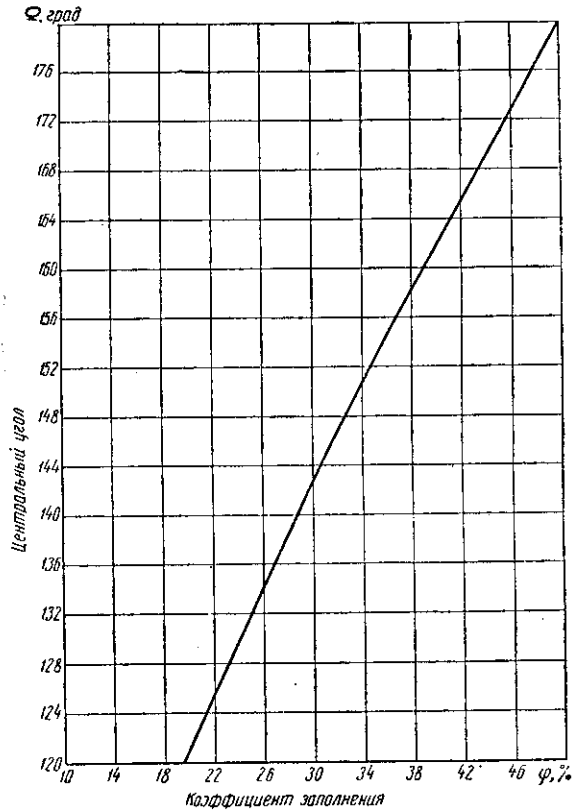


Рис. 50. Зависимость центрального угла загрузки от коэффициента заполнения

Далее, принимая $\psi = 0,8$ (и $\psi^2 = 0,64$), вычисляем по формуле (31) значения тангенса угла ($\varepsilon - \delta_1$). Очевидно, что при $\alpha_1 = 180^\circ$, когда $\sin \alpha_1 = 0$, тангенс равен нулю:

$$\operatorname{tg}(\varepsilon - \delta_1) = 0,$$

откуда

$$\varepsilon = \delta_1 \approx 19^\circ 30'.$$

На рис. 51 расчетный угол откоса ε также откладывают по оси абсцисс. Координатам $\alpha_1 = 180^\circ$ и $\varepsilon_0 = 19^\circ 30'$ отвечает точка A , которую принимаем за начало кривой.

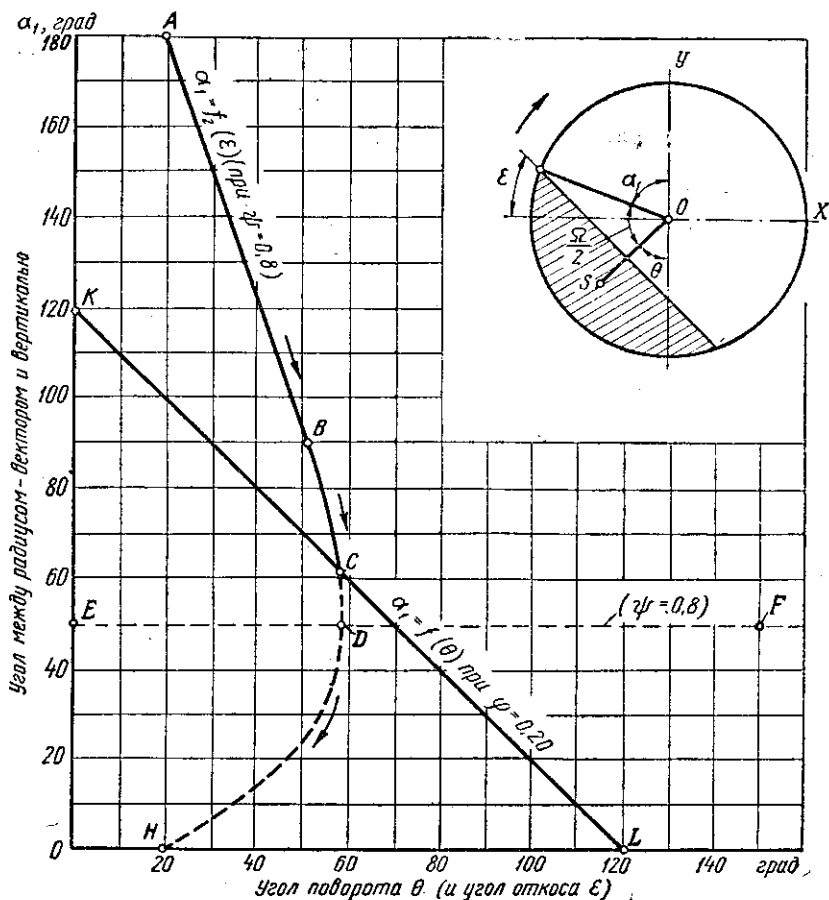


Рис. 51. Схема к расчету скоростного режима

Далее, считая $\psi = \text{const}$ и придавая углу α_1 все уменьшающиеся значения ($\alpha_1 = 160, 150, 120, 90^\circ$ и т. д.), вычисляем по формуле (31) разность ($\varepsilon - \delta_1$), а затем и угол ε . Кривую $\alpha_1 = f_2(\varepsilon)$ наносим на график (см. кривую ABCDH для $\psi = 0,8$).

Графически находим точку пересечения C этой кривой с наклонной прямой KL , соответствующей $\varphi = 0,20$. Абсцисса точки C равна $\varepsilon = \theta \approx 58^\circ$, ордината — $\alpha_1 = 61^\circ$. Таким образом, при угле откоса $\varepsilon = 58^\circ$, равном углу наклона $\theta = 58^\circ$, начнется скатывание крайнего шара; в этот момент угол между начальным радиусом и вертикалью будет $\alpha_1 = 61^\circ$.

Остается определить: начнется ли скатывание шара раньше, чем наступит возможность его подбрасывания.

Как будет показано дальше (в § 32), угол α_0 , при котором начинается подбрасывание крайнего шара при водопадном режиме, определяется из соотношения

$$\cos \alpha_0 = \psi^2. \quad (39)$$

В рассматриваемом численном примере $\psi = 0,8$ и $\psi^2 = 0,64$; отсюда угол подбрасывания будет

$$\alpha_0 = \arccos \psi^2 = \arccos 0,64 \approx 50^\circ. \quad (40)$$

Отложив этот угол на оси ординат (см. точку E на рис. 51, где $\alpha = 50^\circ$), проводим через точку E горизонтальную EF . Точка D , где она пересечет построенную ранее

кривую $ABCDH$, определяет тот угол поворота $\theta \approx 59^\circ$, при котором может начаться подбрасывание шаров.

Поскольку точка C лежит на графике выше точки D , ясно, что по мере увеличения угла поворота θ скатывание начнется раньше, чем может произойти подбрасывание. Следовательно, режим, определяемый параметрами: $\varphi = 0,2$; $\psi = 0,8$; $\alpha = 61^\circ$ и $\epsilon = \theta = 58^\circ$, возможен только как режим без подбрасывания (каскадный, тихходный, некатарактный).

Если бы точка C оказалась ниже точки D , то каскадный режим был бы невозможен, так как крайний шар начал бы свой полет по параболе раньше, чем он мог бы скатываться каскадом.

Заметим кстати, что абсцисса ED точки D — максимальная из всех абсцисс точек кривой $ABCDH$.

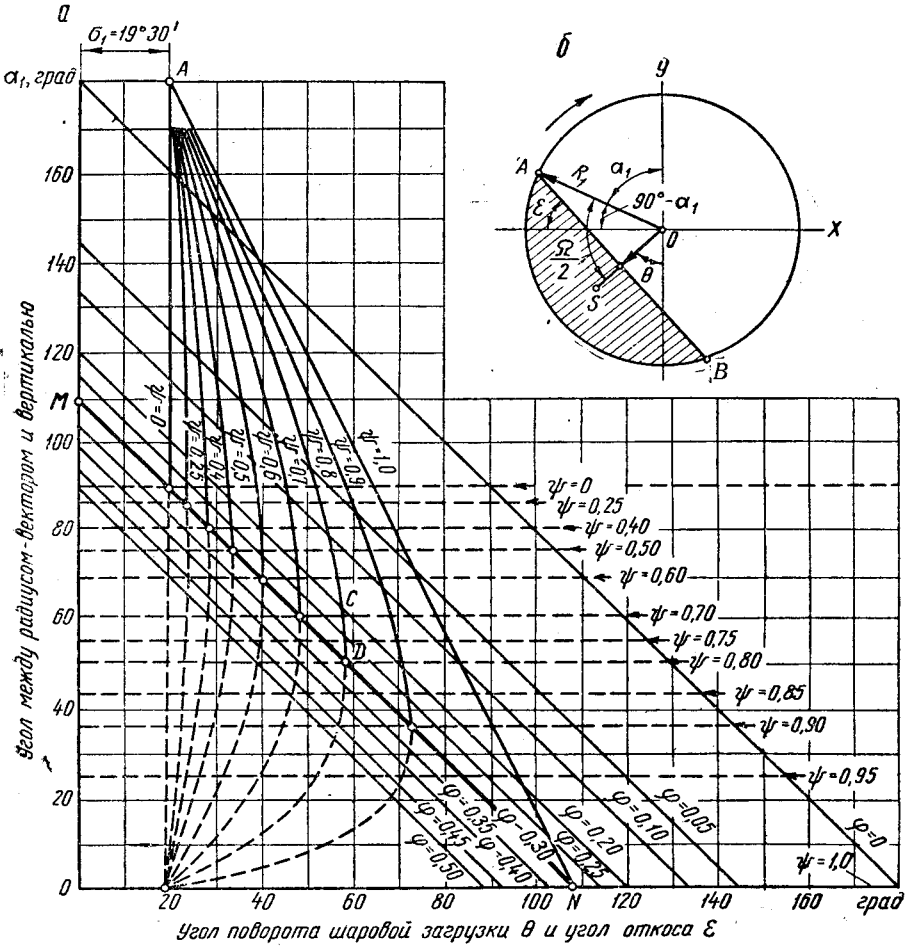


Рис. 52. Графики для определения предельного коэффициента заполнения при режиме без подбрасывания ($\varphi_{\max} = 0,29$):

a — диаграмма для определения φ_0 ; b — схема для аналитического расчета

С помощью описанного метода может быть дано графическое решение в общем виде. Построим график (рис. 52, a), представляющий обобщение предыдущего. На осях координат здесь отложены те же величины, что и на рис. 51. На диаграмму нанесена серия наклонных прямых $\alpha_1 = f(\theta)$ при $\varphi_i = \text{const}$ и серия горизонтальных прямых $\psi_i = \text{const}$.

Как видно из диаграммы, прямая MN , соединяющая максимумы всех кривых, соответствует коэффициенту заполнения $\varphi = 0,29$. Она разделяет всю площадь диаграммы на две зоны: верхнюю, определяющую параметры некатарактного (каскадного) режима (для крайних

шаров), и нижнюю, отвечающую режиму с подбрасыванием крайних шаров. Из графика видно, что при всех относительных скоростях вращения первый режим возможен при условии

$$\varphi_0 \leq 0,29. \quad (41)$$

Таким образом, на рис. 52, *a* прямая *MN*, отвечающая $\varphi_0 = 0,29$, определяет границу некатарактного режима для крайних шаров при любой относительной скорости ψ .

Параметр φ_0 может быть определен не только путем графического построения, но и аналитически.

Допустим, что

$$\alpha_1 = \alpha_0, \quad (42)$$

т. е. примем, что угол начала качения равен начальному углу подбрасывания. Тогда после подстановки $\psi^2 = \cos \alpha_0 = \cos \alpha_1$ в формулу (31) имеем

$$\operatorname{tg}(\varepsilon - \delta_1) \leq \frac{\cos \alpha_1 \cdot \sin \alpha_1}{1 - \cos^2 \alpha_1} = \frac{\cos \alpha_1}{\sin \alpha_1} = \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha_1). \quad (43)$$

Отсюда

$$\varepsilon - \delta_1 = 90^\circ - \alpha_1. \quad (44)$$

Но из рис. 52, *b* видно, что

$$(90 - \alpha_1) = \left(\frac{\Omega}{2} + \theta\right) - 90^\circ.$$

Кроме того, в момент начала скатывания

$$\varepsilon = \theta.$$

Отсюда с помощью выражения (44) получаем неравенство

$$\theta - \delta_1 \leq \frac{\Omega}{2} + \theta - 90^\circ. \quad (45)$$

Следовательно, максимальное значение предельного угла загрузки будет

$$\Omega_{\max} = 2(90^\circ - \delta_1). \quad (46)$$

Поскольку $\delta_1 \approx 20^\circ$, искомый угол равен

$$\Omega_{\max} = 2(90^\circ - 20^\circ) \approx 140^\circ.$$

Ему на рис. 50 соответствует коэффициент заполнения

$$\varphi_{\max} = 0,29 = 29\%. \quad (47)$$

Этим доказывается наличие границы некатарактного (каскадного) режима $\varphi_0 = 0,29$ для крайних шаров, независимо от скорости вращения мельницы и характера ее футеровки¹.

Подробный анализ и непосредственный эксперимент показывают, что если наружные шары работают без подбрасывания, то и все внутренние шары также движутся только перекачиванием, без подбрасывания. Поэтому в виде общего заключения можно считать, что все формулы для расчета мощности, потребляемой при режиме без подбрасывания, действительны при любой скорости вращения мельницы, но только при условии, что коэффициент заполнения мельницы шарами не превышает $\varphi_0 = 29\%$.

Характерно, что найденный здесь чисто теоретическим путем предельный коэффициент заполнения $\varphi_0 = 29\%$ принят как максимальный для мельниц цементной промышленности, где при сухом помоле избегают подбрасывания шаров.

¹ Критическое значение $\varphi_0 = 0,29$ относится к случаю тетраэдрической укладки шаров; при кубической укладке оно понижается до $\varphi_0 = 0,20$. Поэтому даже при $0,20 < \varphi < 0,29$ часть наружных шаров подбрасывается (см. формулу 42).

В случае стержневой мельницы для стержней, находящихся в покое, угол $\delta_1 = 30^\circ$. По формуле (46) находим

$$\Omega_{\max} = 2(90 - \delta_1) = (90 - 30) = 120^\circ \quad (48)$$

откуда (см. рис. 50)

$$\varphi_{\max} = 0,20. \quad (49)$$

Обычно для стержневых мельниц берется удельная загрузка $\frac{G}{V} = 2,3 \text{ т/м}^3$, чему по формуле (19) при объемном весе стержней в насыпке $\gamma_c = 6,6 \text{ т/м}^3$ соответствует коэффициент объемного заполнения

$$\varphi = \frac{\left(\frac{G_c}{V}\right)}{\gamma_c} = \frac{2,3}{6,6} \approx 0,35. \quad (50)$$

Таким образом, здесь превзойдет предел φ_{\max} . В связи с этим возникает важный для практики вопрос: при каких условиях можно избежать подбрасывания стержней в мельнице с гладкой футеровкой при заполнении $\varphi \approx 0,35$. Этот вопрос не возникает для мельниц с волнистой футеровкой (шаровые мельницы с решеткой), где сила сцепления шаровой загрузки обеспечивает возрастание угла поворота θ до такого предела, при котором непременно начинается отрыв и подбрасывание шаров наружного слоя при любом заполнении, большем критического $\varphi_0 = 0,29$. Следовательно, на рис. 52, *a* вся область, расположенная ниже прямой *MN*, характеризует такие скоростные режимы мельницы с волнистой футеровкой, при которых непременно наблюдается подбрасывание шаров — частичное (смешанный режим), либо полное (катарактный, водопадный режим).

В противоположность этому, в условиях гладкой футеровки, применяющейся для стержневых мельниц, а часто и для мельниц с центральной разгрузкой, не вся зона, лежащая ниже прямой *MN* (см. рис. 52, *a*), характеризует наличие эффекта подбрасывания наружных слоев. Так, проф. С. Е. Андреев развивает теорию, согласно которой при гладкой футеровке подбрасывание мелющих тел возможно только при весьма значительных скоростях, около 86—87% [3].

Для наглядного представления намечаемой этой теорией границы центральная часть диаграммы (см. рис. 52, *a*) вынесена на отдельный рис. 53, где линия *KN* — верхняя граница работы без подбрасывания (по С. Е. Андрееву). Если изображающая точка лежит ниже этой прямой (такова, например, точка *A*, соответствующая заполнению $\varphi = 0,35$ и скорости $\psi = 90\%$), то подбрасывание шаров (стержней) наружного слоя происходит; если же она располагается выше границы *KN* (точка *B*, для которой $\varphi = 0,35$, но $\psi = 80\%$), то подбрасывание — по теории проф. С. Е. Андреева — исключено и весь режим будет некатарактным.

В развиваемую теорию, с нашей точки зрения, необходимо внести следующую поправку: помимо верхней границы *KN* для режима без подбрасывания существует еще и нижняя граница скорости, характеризуемая на рис. 53 кривой *MK*. Если изображающая точка лежит справа от этой кривой (точка *B*), то подбрасывание шаров в мельнице с гладкой футеровкой исключено, что совпадает с точкой зрения проф. С. Е. Андреева. Однако при тех режимах, которые графически характеризуются областью, лежащей слева от кривой *MK*, подбрасывание наружных слоев непременно имеет место и режим становится смешанным (с частичным подбрасыванием). Таков, например, режим, определяемый точкой *D*: здесь заполнение по-прежнему $\varphi = 0,35$, но скорость понижена до $\psi = 60\%$; отрыв наружных шаров будет происходить.

Граничная кривая *MK* построена по точкам пересечения горизонталей, соответствующих тем или иным скоростям подбрасывания ψ_n , с пучком наклонных изолиний ψ_t , определяющих максимальные углы

поворота θ , возможные при гладкой футеровке с коэффициентом трения $f = 0,4$ (изолинии ψ_T нанесены по данным табл. 1 статьи проф. С. Е. Андреева) [3].

Как видно из диаграммы, при $\varphi = 0,35$ границей служит точка E , где $\psi_{\min} \approx 62\%$. Если скорость меньше этого предела, то при $\varphi = 0,35$ подбрасывание шаров будет происходить; если больше (но меньше 86%) — то имеет место режим без подбрасывания.

В табл. 14 приведены соотношения между φ и ψ для шаровой мельницы с гладкой футеровкой (при коэффициенте трения $f = 0,4$), полученные в результате графического анализа.

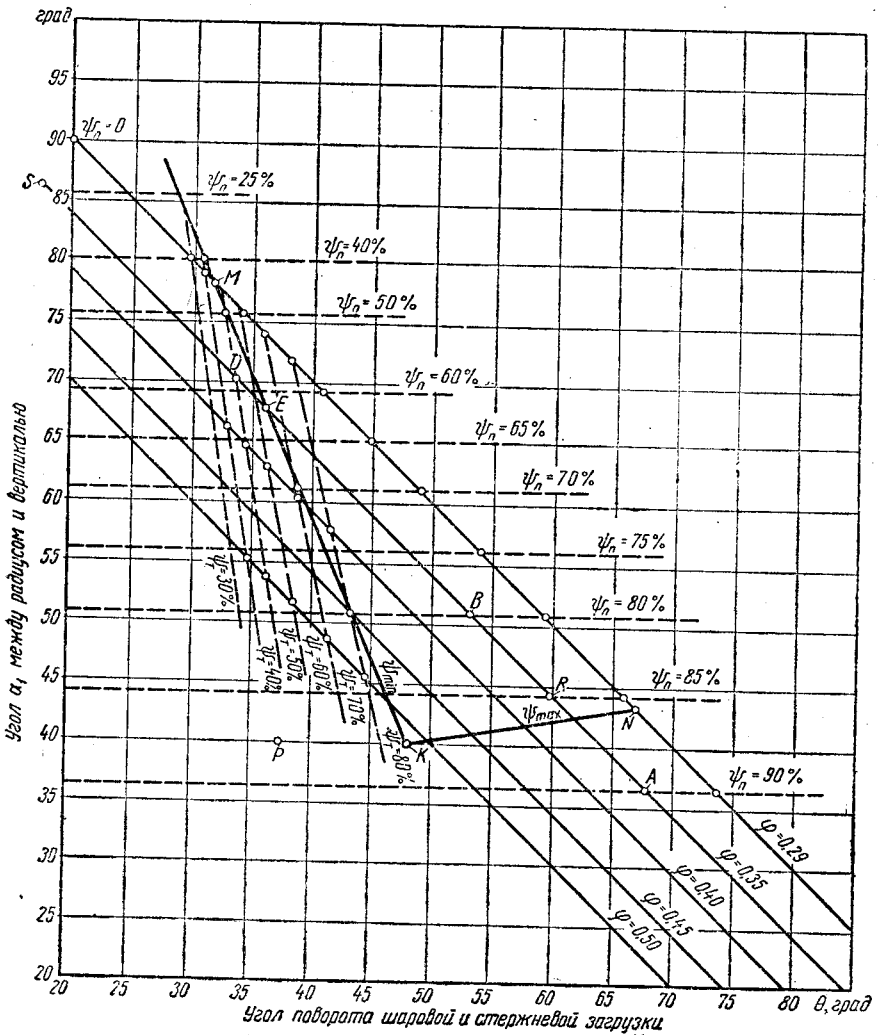


Рис. 53. Зоны скоростных режимов барабанных мельниц

Таблица 14
Соотношения между φ и ψ для шаровой мельницы с гладкой футеровкой

Заполнение φ	0,29	0,30	0,32	0,35	0,37	0,40	0,45	0,50
Минимальная скорость, при которой нет подбрасывания, ψ_{\min} (по прямой МК рис. 53) %	44	46	52	62	66	72	80	85

Переходя к стержневым мельницам, необходимо учесть, что для них при том же заполнении $\varphi = 0,35$ ГОСТом 10141-62 предусматривается относительная скорость $\Psi = 60\%$. Следовательно, при наличии гладкой футеровки, допускающей скольжение, подбрасывание стержней практически исключено. Будет происходить только перекатывание их.

В заключение необходимо отметить, что процесс поворота шаровой загрузки в мельницах с гладкой футеровкой, как показал Д. К. Крюков [4], имеет характер пульсаций. Благодаря различию коэффициентов трения, покоя и движения угол поворота θ непрерывно меняется, колеблясь около среднего положения. Вследствие этого наблюдаются и пульсации потребляемой двигателем мощности.

§ 27. Основы теории режима с подбрасыванием

Режим без подбрасывания (некатарактный) (см. рис. 41) применяется на практике, хотя и в ограниченном количестве случаев: для шаровых мельниц сухого помола, а также для мельниц с центральной загрузкой для мокрого помола, предназначенных для доизмельчения промпродуктов и для стержневых мельниц. Теория его разработана проф. С. Е. Андреевым.

Смешанный скоростной режим (см. рис. 42), при котором имеет место как перекатывание шаров, так и частичное их подбрасывание (трехфазный цикл), принят на практике для шаровых мельниц с мокрым измельчением, но теоретически еще не разработан.

Двухфазный цикл (см. рис. 42), состоящий из кругового движения по дугам BDA и полета по параболам AFB , т. е. с чистым подбрасыванием без перекатывания (водопадный или катарактный), является предельным. В отличие от смешанного он поддается теоретическому расчету. При таком расчете в качестве исходной гипотезы допускается предположение о том, 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 другой окружностью (рис. 43), проведенной через соответствующие точки отрыва A_i . Такое упрощение кинетической схемы значительно облегчает ее математический расчет.

Основы теории двухфазного режима были разработаны проф. Э. В. Девисом в 1920 г. [5], затем развиты в 1934 г. проф. Л. Б. Левенсоном [6], уточнены проф. В. М. Осецким [7], проф. З. Б. Канторовичем [8] и в особенности проф. Н. П. Нероновым (1956 г.) [15]; некоторые дополнения внесены в теорию автором в настоящей книге.

А. Критическая скорость

Мельница, имеющая внутренний диаметр D (рис. 54), вращается со скоростью n , об/мин. Очевидно, что угловая скорость ее будет

$$\omega = \frac{\pi n}{30}. \quad (51)$$

Рассмотрим динамическое равновесие шара A_1 , касающегося внутренней поверхности барабана. Его центр лежит на окружности наибольшего радиуса R_1 . Пренебрегая размерами шара по сравнению с радиусом мельницы, в дальнейшем считаем, что $R_1 \approx \frac{D}{2}$.

Линейная окружная скорость шара A_1 равна

$$v = \omega R_1 = \frac{\pi n R_1}{30}, \quad (52)$$

а его центростремительное ускорение

$$a = \frac{v^2}{R_1}. \quad (53)$$

Обозначим через G вес одного шара, а через α_1 — угол, образованный радиусом OA_1 , проведенным в его центр, с вертикалью.

Положим, что вблизи точки A_1 поверхность S остальных шаров параллельна радиусу OA_1 .

При вращательном движении мельницы возникает центробежная сила инерции C , направленная по радиусу и равная произведению массы $\left(\frac{G}{g}\right)$ шара на центростремительное ускорение a :

$$C = \frac{G}{g} \cdot \frac{v^2}{R_1}. \quad (54)$$

Очевидно, что шар будет прижат к барабану до тех пор, пока радиальная слагающая веса $(G \cdot \cos \alpha_1)$ будет меньше центробежной силы инерции C . Но по мере поворота барабана угол α_1 уменьшается, а слагающая $G \cdot \cos \alpha_1$ увеличивается. В тот момент, когда наступит равенство

$$G \cdot \cos \alpha_1 = C, \quad (55)$$

контакт между шаром и барабаном нарушится, произойдет его отрыв и шар A_1 , имеющий начальную скорость v , начнет свободный полет по параболе $A_1F_1B_1$.

Подставляя в формулу (55) вместо C его значение из пред-

ыдущего равенства (54), находим условие динамического равновесия в момент отрыва:

$$G \cos \alpha_1 = \frac{G}{g} \cdot \frac{v^2}{R_1}. \quad (56)$$

Отсюда

$$\cos \alpha_1 = \frac{v^2}{gR_1} = \frac{\omega^2 R_1}{30^2 g} = \frac{\pi^2 n^2 R_1}{30^2 g}, \quad (57)$$

т. е. косинус угла отрыва шаров наружного слоя равен отношению центростремительного ускорения $\left(\frac{v^2}{R_1}\right)$ к ускорению свободного падения ($g = 9,81 \text{ м/сек}^2$).

Если угловая скорость настолько велика, что отрыв может произойти лишь в точке M (см. пунктирное положение шара на рис. 54), где угол α_1 равен нулю, а $\cos \alpha_1 = 1$, то шар начнет центрифугировать, т. е. будет вращаться как одно целое с мельницей. Как видно из уравнения (55), этому случаю соответствует равенство $C = G$, т. е. центробежная сила инерции равна весу шара. Соответствующая скорость вращения называется критической. Полагая в уравнении (57) $\cos \alpha_1 = 1$, найдем, что критическая скорость вращения равна

$$\omega_{кр} = \sqrt{\frac{g}{R_1}}, \quad (58)$$

а критическое число оборотов в минуту

$$n_{кр} = \frac{30}{\pi} \omega_{кр} = \frac{30 \sqrt{g}}{\pi} \cdot \frac{1}{\sqrt{R_1}}, \text{ об/мин.} \quad (59)$$

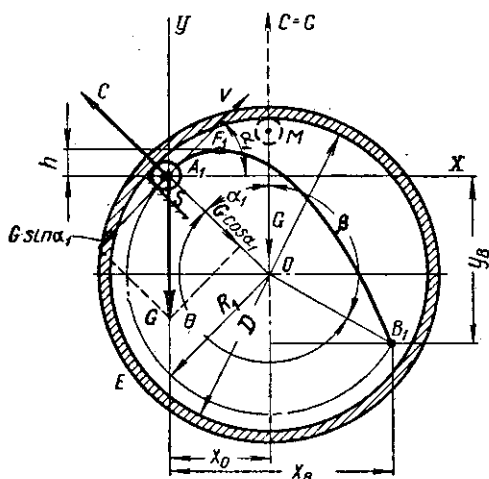


Рис. 54. Схема для определения угла отрыва шара наружного слоя

В последнем уравнении удобно заменить R_1 на $\frac{D}{2}$, тогда

$$n_{кр} = \frac{30\sqrt{g}}{\pi} \cdot \frac{\sqrt{2}}{\sqrt{D}}, \text{ об/мин.} \quad (60)$$

С достаточным приближением можно считать, что корень в числителе ($\sqrt{g} = \sqrt{9,81}$) численно будет равен π . Поэтому расчетную формулу для критической скорости часто записывают в следующем виде:

$$n_{кр} = \frac{30\sqrt{2}}{\sqrt{D}}$$

или еще короче

$$n_{кр} = \frac{42,3}{\sqrt{D}}. \quad (61)$$

В трех последних формулах радиус R или диаметр D должны быть выражены в метрах (так как коэффициент 42,3 имеет размерность $\frac{1}{\text{м}^2/\text{мин}}$).

Значения $n_{кр}$ для мельниц нормализованных типоразмеров были приведены на стр. 77.

Отношение действительного числа оборотов к критическому носит название коэффициента относительной скорости. Он может быть выражен либо в долях единицы

$$\psi = \frac{\omega}{\omega_{кр}} = \frac{n}{n_{кр}}, \quad (62)$$

либо в процентах

$$\psi = 100 \frac{n}{n_{кр}}, \text{ \%}. \quad (63)$$

Уравнение (59) может быть переписано в виде следующего равенства:

$$1 = \frac{\pi^2 n_{кр}^2 R_1}{30^2 g}. \quad (64)$$

Разделяя теперь почленно уравнение (57) на (64), можно выразить косинус угла отрыва через отношение скоростей:

$$\cos \alpha_1 = \left(\frac{n}{n_{кр}} \right)^2. \quad (65)$$

А так как по определению $\left(\frac{n}{n_{кр}} \right) = \psi$, то

$$\cos \alpha = \psi^2, \quad (66)$$

откуда

$$\psi = \sqrt{\cos \alpha_1}. \quad (67)$$

Следовательно, косинус угла отрыва шаров наружного слоя равен квадрату коэффициента относительной скорости.

Б. Относительный радиус

Все предыдущие уравнения относились только к наружному слою радиуса R_1 , но их нетрудно обобщить на случай любого внутреннего слоя, имеющего радиус R (рис. 55, а).

Для дальнейших выводов понадобится ввести отношение переменного радиуса R к наружному (наибольшему) R_1 :

$$\frac{R}{R_1} = K_R. \quad (68)$$

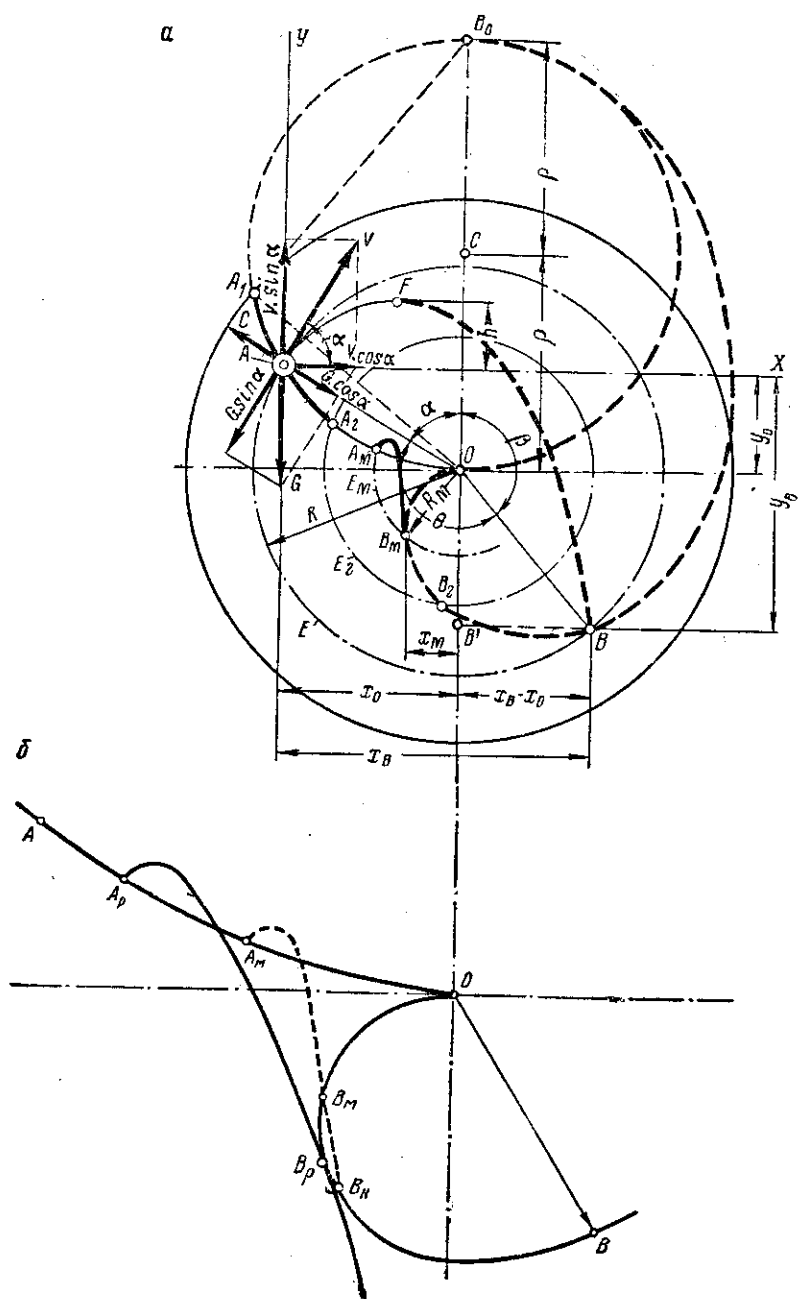


Рис. 55. Схема точек отрыва и траектории полета шара:
 а — расчетная схема; б — граничный случай

Коэффициент K_R называется относительным или безразмерным радиусом. В частности, коэффициент, соответствующий внутреннему радиусу R_2 , обозначается через K :

$$K_2 = \frac{R_2}{R_1}. \quad (69)$$

Рассматривая динамическое равновесие шара A , находящегося на окружности некоторого промежуточного радиуса R (где $R < R_1$), напишем условие отрыва шара вполне аналогично предыдущему, приравняв радиальную слагающую веса центробежной силе инерции:

$$G \cdot \cos \alpha = \frac{G}{g} \cdot \frac{v^2}{R}. \quad (70)$$

А так как здесь $v = \omega R$, то

$$\cos \alpha = \frac{\omega^2 R}{g}. \quad (71)$$

Но по определению [см. уравнения (62) и (58)].

$$\omega = \psi \omega_{кр} = \psi \sqrt{\frac{g}{R_1}}, \quad (72)$$

Отсюда после подстановки в формулу (71) имеем:

$$\cos \alpha = \psi^2 \left(\frac{R}{R_1} \right) = \psi^2 K_R. \quad (73)$$

Таким образом, в общем случае косинус угла отрыва равен произведению относительного радиуса (K_R) на квадрат относительной скорости (ψ^2). Очевидно, предыдущая формула (66) есть частный случай более общей формулы (73) и получается из нее при $\alpha = \alpha_1$ и $K_R = \frac{R}{R_1} = 1$. Заметим, что для внутреннего слоя шаров $\cos \alpha_2 = \psi^2 K$.

В. Геометрическое место точек отрыва

Найдем геометрическое место точек отрыва шаров, находящихся в разных слоях шаровой загрузки, начиная с точки A_1 , которой соответствует угол отрыва α_1 , и кончая точкой A_2 с углом отрыва α_2 (см. рис. 54).

Исходное уравнение (71) будет действительным для всех точек кривой $A_1 A A_2$ (см. рис. 55). Для переменного значения радиуса R и переменного угла α его можно переписать в следующем виде:

$$\frac{R}{\cos \alpha} = \frac{g}{\omega^2} \quad \text{или} \quad (74)$$

$$\frac{R}{\cos \alpha} = \frac{900g}{\pi^2 n^2}. \quad (75)$$

Очевидно, что правая часть последнего выражения для данной мельницы, вращающейся со скоростью n , об/мин, есть постоянная величина. Обозначим ее через 2ρ , тогда

$$\rho = \frac{450g}{\pi^2 n^2} = \frac{g}{2\omega^2} = \text{const.} \quad (76)$$

С помощью введенного параметра ρ уравнение (74) преобразуется в следующее:

$$R = 2\rho \cdot \cos \alpha. \quad (77)$$

Последнее есть не что иное как уравнение окружности, отнесенное к полярным координатам. Таким образом, $A_1 A A_2$ есть дуга окружности радиуса ρ , вычисляемого по формуле (76). Нетрудно видеть, что центр этой окружности S лежит на оси OY на расстоянии ρ от начала координат O . Действительно, для любой точки такой окружности (с центром S и радиусом ρ), например для точки A_1 , радиус $R_1 = OA_1$ — катет

прямоугольного треугольника OA_1B_0 , в котором гипотенуза равна 2ρ , следовательно, $R_1 = 2\rho \cdot \cos \alpha_1$; для точки A_2 аналогично $R_2 = 2\rho \cdot \cos \alpha_2$; для произвольной точки A будет $R = 2\rho \cdot \cos \alpha$, что полностью соответствует уравнению (77).

Следовательно, геометрическое место точек отрыва, т. е. окружность B_0A_1O , проходит через центр мельницы O . Практически линия отрыва шаров является лишь малой дугой A_1AA_2 всей рассматриваемой окружности.

При графическом построении эпюры заполнения мельницы шарами радиус ρ вспомогательной окружности вычисляют по формуле (76). Заменяя в этой формуле n на $\psi n_{кр}$ согласно формуле (62) и подставляя значение $n_{кр}$ из равенства (59), имеем также

$$\rho = \frac{R_1}{2\psi^2}. \quad (78)$$

Например, для мельницы 3200×3100 при $R_1 = 1,5$ м и $\psi = 0,81$ радиус вспомогательной окружности будет

$$\rho = \frac{R_1}{2\psi^2} = \frac{1,5}{2 \cdot 0,81^2} = 1,14 \text{ м.}$$

Из формулы (78) видно, что при критической скорости, которой соответствует $\psi = 1$, будет $\rho_{кр} = \frac{R_1}{2}$, если же $\psi < 1$, то из формулы (78) следует, что $\rho > \frac{R_1}{2}$. Таким образом, при критической скорости вращения мельницы центр C окружности отрыва отстоит от центра O на расстоянии половины радиуса R_1 , а по мере уменьшения скорости вращения центр C отходит все дальше и дальше от центра мельницы O ; наконец, при понижении скорости вращения до нуля центр C удаляется в бесконечность, а дуга A_1AA_2O (при $\rho = \infty$) превращается в горизонтальную прямую.

Г. Траектория полета и ее параметры

Для анализа дальнейшего движения шара возвратимся к шару A (рис. 55, а).

После отрыва в точке A промежуточный шар, обладая скоростью v , направленной под углом α к горизонту, начнет двигаться как свободно брошенное тело.

Для составления уравнения его движения поместим начало координат в точку A , ось $AХ$ направим по горизонтали, а ось $AУ$ — по вертикали. Тогда слагающая скорости вдоль оси $AХ$ будет постоянной величиной $v \cdot \cos \alpha$. Следовательно, в период свободного полета по истечении времени t с момента отрыва переменная абсцисса шара будет равна произведению слагающей скорости на время:

$$x = (v \cdot \cos \alpha) \cdot t = vt \cdot \cos \alpha. \quad (79)$$

Вторая составляющая начальной скорости, т. е. скорость движения шара вверх или слагающая по вертикали $AУ$ в момент отрыва, равна $v \cdot \sin \alpha$. Но под влиянием направленного вниз ускорения g эта слагающая будет постепенно уменьшаться, дойдет до нуля, когда шар будет в вершине F параболы, затем переменит знак на обратный. По истечении времени t ордината будет равна

$$y = vt \cdot \sin \alpha - \frac{1}{2}gt^2. \quad (80)$$

Исключая из двух последних равенств параметр t , легко показать, что траекторией движения шара будет парабола, отвечающая следующему уравнению в координатах $ХAУ$:

$$y = x \operatorname{tg} \alpha - \frac{gx^2}{2v^2 \cdot \cos^2 \alpha}. \quad (81)$$

Для определения наибольшей высоты h подъема шара над точкой отрыва A нужно найти координаты вершины F параболы, так как $h = y_F$. Для этого, дифференцируя уравнение (81) и приравнявая производную $\frac{dy}{dx}$ нулю, найдем абсциссу x_F , а затем по исходной формуле (81) и ординату y_F . Подстановка дает

$$h = y_F = \frac{v^2 \cdot \sin^2 \alpha}{2g}. \quad (82)$$

Остается найти точку падения шара, летящего по параболе AFB .

При расчете двухфазной схемы движения шара за основу принимается допущение, что параболическое движение заканчивается в той точке B , в которой парабола пересекается с окружностью, проходящей через точку отрыва A (рис. 55, а). Эта гипотеза дает возможность найти координаты точки B аналитически. Как видно из чертежа, в системе осей YAX (с началом в A) центр O мельницы имеет следующие координаты:

$$\left. \begin{aligned} x_0 &= R \cdot \sin \alpha, \\ y_0 &= -R \cdot \cos \alpha. \end{aligned} \right\} \quad (83)$$

Уравнение окружности радиуса R , отнесенной к тем же осям YAX , как известно из аналитической геометрии, имеет вид

$$x^2 + y^2 - 2xR \cdot \sin \alpha + 2yR \cdot \cos \alpha = 0 \quad (84)$$

Решая совместно уравнения параболы и окружности, т. е. подставляя значение y из уравнения (81) в уравнение (84), находим координаты точки (B) пересечения обеих кривых:

$$x_B = 4R \cdot \sin \alpha \cdot \cos^2 \alpha, \quad (85)$$

$$y_B = -4R \cdot \sin^2 \alpha \cdot \cos \alpha. \quad (86)$$

Угол $\beta = \angle B_0OB$, образованный радиусом OB с вертикалью OB_0 , носит название угла падения. Он может быть весьма просто выражен через угол отрыва α . Проектируя точку B на вертикальный диаметр, находим точку B' . Синус тупого угла β равен отношению катета BB' к радиусу R :

$$\sin \beta = \frac{BB'}{R}. \quad (87)$$

Но расстояние BB' есть разность абсцисс точек B и B' . По формулам (85) и (83) оно равно

$$(x_B - x_0) = 4R \cdot \sin \alpha \cdot \cos^2 \alpha - R \cdot \sin \alpha = R(3 \sin \alpha - 4 \sin^3 \alpha). \quad (88)$$

Стоящее в скобках выражение есть синус утроенного угла. Следовательно,

$$x_B - x_0 = R \cdot \sin 3\alpha, \quad (89)$$

отсюда

$$\sin \beta = \frac{BB'}{R} = \frac{x_B - x_0}{R} = \sin 3\alpha. \quad (90)$$

Из последнего уравнения следует, что

$$\beta = 3\alpha. \quad (91)$$

Таким образом, угол падения β равен утроенному углу отрыва α .

Стягиваемый параболой центральный угол AOB (состоящий из углов AOB_0 и B_0OB) носит название угла полета. Он равен сумме $(\alpha + \beta)$, а так как $\beta = 3\alpha$, то, следовательно, полный угол полета (т. е. сумма угла отрыва и угла падения) равен учетверенному углу отрыва.

Наконец, центральный угол Θ , соответствующий дуге BEA окружности, равен разности

$$\Theta = 360^\circ - (\alpha + \beta) = 360^\circ - 4\alpha. \quad (92)$$

Значения всех характерных углов α , β и θ необходимы для определения коэффициента заполнения φ .

Д. Геометрическое место точек падения

Уравнение (73) может быть переписано следующим образом:

$$R = \frac{R_1}{\psi^2} \cdot \cos \alpha. \quad (93)$$

Но по формуле (91) угол отрыва α составляет одну треть угла падения β , поэтому

$$R = \frac{R_1}{\psi^2} \cos \frac{\beta}{3} = C_0 \cdot \cos \frac{\beta}{3}, \quad (94)$$

где $C_0 = \frac{R_1}{\psi^2}$ — постоянная для данной мельницы величина;

R — радиус-вектор точки отрыва A (см. рис. 55), которому равен радиус-вектор точки падения B .

Таково уравнение геометрического места точек падения. Графически оно изобразится спиралью $B_0BB_2B_MO$ (см. пунктирную кривую на рис. 55, а).

Когда $\alpha = 0$, то $\beta = 0$ и $\cos \frac{\beta}{3} = 1$; тогда по уравнению (94) $R_0 = \frac{R_1}{\psi^2}$. Сравнивая последнее с равенством (78), имеем

$$R_0 = 2\rho = R_1. \quad (95)$$

Следовательно, начало спирали (точка B_0) совпадает с концом вертикального диаметра вспомогательной «окружности отрыва», имеющей радиус ρ .

Если же $\beta = 270^\circ$ и $\frac{\beta}{3} = 90^\circ$, то $R = 0$, т. е. радиус-вектор спирали обращается в нуль. Это означает, что спираль проходит через центр O . Легко сказать, что дуги A_1AA_2O и $B_0BB_2B_MO$ имеют в точке O общую касательную, а именно — горизонтальный диаметр мельницы OX .

Можно отметить, что по отношению к спирали $B_0BB_2B_MO$ вспомогательная полуокружность $B_0A_1AA_2O$ является трисектриссой, т. е. кривой, с помощью которой угол падения β делится на три части. Действительно, проводя через точку B спирали (где $\angle B_0OB = \beta$) дугу BEA до пересечения ее с полуокружностью $OA_2AA_1B_0$ и соединяя центр O с точкой пересечения A , получаем центральный угол $AOB_0 = \alpha$, равный одной трети заданного: $\alpha = \frac{\beta}{3}$.

§ 28. Эпюра заполнения мельницы при режиме с подбрасыванием

А. Внутренний радиус шаровой загрузки

Гипотеза о двухфазной схеме движения шаров приводит к следующему противоречию. При достаточно большом заполнении мельницы шарами поверхность плотной массы шаровой загрузки должна быть ограничена кривыми A_1AA_2O и OB_MB_2B , проходящими через центр O (см. рис. 55). Но в таком случае траектории шаров некоторых внутренних слоев, должны пересекать поверхность шаровой загрузки дважды, что практически невозможно.

Для того чтобы избежать этого противоречия, допускается, что внутренняя поверхность шаровой загрузки непременно должна ограничиваться

некоторой дугой $A_m E_m B_m$; при этом минимальное значение R_m внутренней поверхности должно удовлетворять условию, чтобы граничная парабола $A_m B_m$ проходила через такую точку падения B_m , которая соответствует возможному максимуму расстояния точек падения до вертикального диаметра OB_0 . (см. рис. 55, б)

Это искусственное требование, известное под названием «условия отсутствия интерференции шаров», приводит к следующим соотношениям.

Подставляя в уравнение (89) значение R из уравнения (93), перепишем зависимость между расстоянием $(x_B - x_0)$ и углом α в следующей форме:

$$(x_B - x_0) = \frac{R_1}{\psi^2} \cos \alpha \cdot \sin 3\alpha, \quad (96)$$

где величины R_1 (радиус внешнего слоя) и ψ (относительная скорость вращения) — суть для данной мельницы постоянные.

Дифференцируя уравнение (96) по α и приравнявая производную $\frac{d(x_B - x_0)}{d\alpha}$ нулю, получаем условие для определения максимума:

$$3 \cos \alpha_m \cdot \cos 3\alpha_m - \sin \alpha_m \cdot \sin 3\alpha_m = 0. \quad (97)$$

После соответствующих тригонометрических преобразований это уравнение приводится к биквадратному:

$$16 \sin^4 \alpha_m - 18 \sin^2 \alpha_m + 3 = 0. \quad (98)$$

Действительным корнем последнего будет

$$\sin \alpha_m = 0,96, \quad (99)$$

откуда

$$\alpha_m \approx 73^\circ 50'; \cos \alpha_m = 0,28; \beta_m = 3\alpha_m = 221^\circ 30'. \quad (100)$$

Следовательно, гипотезе о двухфазном движении шаров соответствует максимальный или критический угол отрыва внутреннего слоя $\alpha_{\max} = 73^\circ 50'$. Так, если угол $A_2 OB_0$ меньше $73^\circ 50'$, то отсутствие интерференции шаров обеспечено; если же он больше этого критического значения, то неизбежно нарушение правильной геометрии.

Подставляя значение α_m в равенство (93), получаем для минимального внутреннего радиуса соотношение

$$\frac{R_m}{R_1} = K_{\min} = \frac{\cos \alpha_m}{\psi^2} = \frac{0,28}{\psi^2}. \quad (101)$$

Отсюда видно, что по теории двухфазного цикла наименьшее расчетное значение относительного радиуса K_{\min} определяется только принятой относительной скоростью ψ (табл. 15). Графически зависимость величин, входящих в формулу (101), представлена на рис. 56 в виде кривой «граница режима с подбрасыванием».

Из табл. 15 и рис. 56 видно, что при принятой на практике относительной скорости $\psi = 0,80$ внутренний расчетный радиус должен составлять примерно 0,44 наружного. Как будет показано ниже, это требование приводит к ограничению коэффициента заполнения ϕ пределом $\phi_{\max} = 0,47$ (рис. 56).

Таблица 15
Наименьший расчетный относительный радиус шаровой загрузки

$$K_{\min} = \frac{0,28}{\psi^2}$$

Относительная скорость ψ	1	0,95	0,90	0,85	0,80	0,78	0,75	0,70	0,65	0,60	0,55	0,53
Наименьший относительный радиус $K_{\min} = \frac{R_2}{R_1}$	0,28	0,31	0,35	0,39	0,44	0,46	0,50	0,57	0,67	0,78	0,92	1,0

Б. Эпюра заполнения

Подытоживая результаты анализа, можно констатировать, что согласно гипотезе двухфазного режима с подбрасыванием, но без перекатывания и скольжения шаровая загрузка внутри вращающейся мельницы состоит из двух частей (рис. 57).

Одна часть шаров образует сплоченную массу, вращающуюся в данный момент вместе с мельницей, и ограниченную тремя кривыми: дугой A_1AA_2 окружности отрыва (с центром в точке C), дугой A_2B_2 (имеющей радиус R_2 и центр в точке O) и участком B_2BB_1 спирали, на

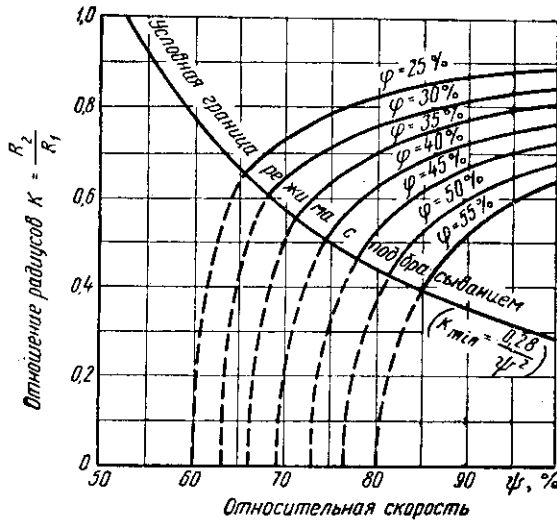


Рис. 56. Зависимость относительного радиуса $K = \frac{R_2}{R_1}$ от различных значений коэффициента заполнения и относительной скорости

шаровой загрузки образуется мертвая зона — «ядро» из неподвижных шаров (см. рис. 43).

Очевидно, что общий вес шаровой загрузки является суммой весов всех шаров, находящихся в данный момент в первой и второй зонах. Для определения его необходимо установить закон распределения шаров между обеими зонами, а для этого в первую очередь должна быть исследована кинематика движения шаров.

В. Период цикла и его фазы

Шар, при совместном с мельницей движении от точки B через E до точки A (см. рис. 57) описывает центральный угол $\Theta = \angle BOA$ за некоторое время t_1 . Очевидно, что период t_1 движения по дуге равен частному от деления углового расстояния Θ на угловую скорость мельницы:

$$t_1 = \frac{\Theta}{\omega}. \quad (102)$$

На вторую фазу движения, т. е. на полет по параболе AFB , шар затрачивает время t_2 . Этот период можно определить, зная горизонтальную проекцию всего пути, т. е. x_B и горизонтальную составляющую скорости в точке A (т. е. $v \cdot \cos \alpha$):

$$t_2 = \frac{x_B}{v \cdot \cos \alpha} = \frac{4R \cdot \sin \alpha \cdot \cos^2 \alpha}{v \cdot \cos \alpha} = \frac{4R \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha}{v}, \quad (103)$$

где x_B — находится по формуле (85).

Заменяя v на ωR , находим, что

$$t_2 = \frac{4R \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha}{\omega R} \quad (104)$$

Отношение периодов найдем, разделяя почленно уравнение (104) на (102):

$$\frac{t_2}{t_1} = \frac{4 \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha}{\Theta} = \frac{4 \sin \alpha \cdot \cos \alpha}{(2\pi - 4\alpha)}, \quad (105)$$

где угол Θ заменен на разность $(2\pi - 4\alpha)$ согласно равенству (92).

Следовательно, отношение времени свободного полета по параболе к времени движения шара по дуге окружности однозначно определяется углом отрыва α . А так как по формуле (73) $\cos \alpha = K_R \psi^2$, а значит

$$\sin \alpha = \sqrt{1 - K_R^2 \psi^4}$$

$$\text{и } \alpha = \arccos K_R \psi^2,$$

$$\text{то } \frac{t_2}{t_1} = \frac{4K_R \psi^2 \sqrt{1 - K_R \psi^2}}{2\pi - 4\arccos K_R \psi^2} \quad (106)$$

Таким образом, отношение обоих периодов есть функция относительного радиуса K_R и коэффициента относительной скорости ψ .

Г. Формула Канторовича-Осецкого для коэффициента заполнения

Для построения эпюры заполнения (см. рис. 57) необходимо знать углы отрыва шаров наружного и внутреннего слоя (α_1 и α_2).

Если известен коэффициент относительной скорости ψ , то угол отрыва шаров внешнего слоя найдется из соотношения (66): $\cos \alpha_1 = \psi^2$. Для угла отрыва шаров внутреннего слоя (радиуса R_2) по уравнению (73) аналогично: $\cos \alpha_2 = K_R \psi^2$, где $K_R = K = \frac{R_2}{R_1}$ — отношение внутреннего радиуса к максимальному. Следовательно, для расчета α_2 предварительно должно быть определено значение R_2 или K_2 . Это можно сделать, если задан коэффициент заполнения φ . Формула, связывающая рассматриваемые безразмерные параметры φ , ψ , K , была выведена З. Б. Канторовичем [8] и уточнена В. М. Осецким [7] на основе следующих соображений.

Выделим из плотной массы шаров элементарный слой AEB , имеющий радиус R и толщину dR (см. рис. 57). Длина его (в плоскости чертежа) равна произведению центрального угла Θ на радиус R ; при ширине слоя dR площадь сечения (в плоскости чертежа) равна $R\Theta \cdot dR$. Далее если длина мельницы равна L , то объем всего элементарного слоя определится произведением $L(R\Theta \cdot dR)$, а при объемном весе шаров в насыпке γ_w вес элементарного слоя плотной массы будет

$$dG_1 = \gamma_w L \cdot R\Theta \cdot dR. \quad (107)$$

Переходя к шарам, находящимся в данный момент в виде разрыхленной массы на параболической кривой AFB , можно показать, что общий вес dG_2 элементарного слоя AEB во столько раз меньше веса dG_1 , во сколько раз время полета t_2 меньше времени t_1 движения по дуге:

$$\frac{dG_2}{dG_1} = \frac{t_2}{t_1}. \quad (108)$$

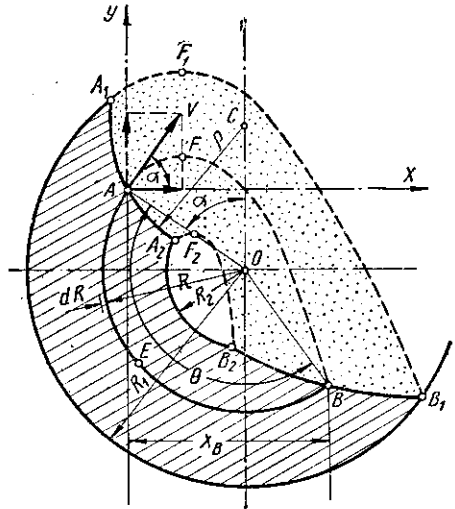


Рис. 57. Эпюра заполнения мельницы шарами

Доказательство сводится к следующему. Обозначим через $d_{ш}$ диаметр одного шара. Длина дуги AEB равна $R\theta$, число шаров, помещающееся на всей дуге, будет $N_1 = \frac{R\theta}{d_{ш}}$. Если весь путь BEA шар проходит за время t_1 , то интервал между моментами появления и отрыва их в точке A будет $\Delta t = \frac{t_1}{N_1}$. Но с теми же интервалами шары выходят на параболическую траекторию, а затем покидают ее в точке B . А так как время полета по параболе равно t_2 , то число шаров N_2 , одновременно находящихся на параболе AFB , будет равно числу их, выброшенному из точки A за время t_2 с интервалами Δt , т. е. $N_2 = \frac{t_2}{\Delta t}$.

Разделив второе на первое, найдем, что $\frac{N_2}{N_1} = \frac{t_2}{t_1}$. Отсюда действительно и уравнение (108), связывающее веса элементарных слоев dG_2 и dG_1 , так как эти величины прямо пропорциональны числам N_2 и N_1 .

Общий вес слоя, располагающегося по всему замкнутому контуру $AFBEA$, иначе говоря, сумма $dG = dG_1 + dG_2$, будет

$$dG = dG_1 \left(1 + \frac{t_2}{t_1} \right) dR. \quad (109)$$

После подстановки из предыдущего равенства (107) имеем

$$dG = \gamma_{шL} \cdot R\theta \left(1 + \frac{t_2}{t_1} \right). \quad (110)$$

Но отношение периодов $\frac{t_2}{t_1}$ было уже определено равенством (105). Используя его, находим

$$dG = \gamma_{шLR} \theta \left(1 + \frac{2 \sin 2\alpha}{\theta} \right) dR = \gamma_{шLR} \theta dR + \gamma_{шLR} 2 \sin 2\alpha dR.$$

Отсюда, принимая во внимание значение θ по равенству (92), имеем окончательно

$$dG = \gamma_{шLR} (2\pi - 4\alpha) dR + \gamma_{шL} \cdot R \cdot 2 \sin 2\alpha \cdot dR. \quad (111)$$

Очевидно, что полный вес шаровой загрузки найдется как определенный интервал:

$$G_{ш} = \int_{R_2}^{R_1} dG_{ш} = \gamma_{шL} \int_{R_2}^{R_1} [(2\pi - 4\alpha) R dR + 2 \sin 2\alpha R dR], \quad (112)$$

в котором верхний предел есть наружный или наибольший радиус R_1 , а нижний — внутренний радиус R_2 .

От абсолютных количеств удобно перейти к относительным. Коэффициент заполнения мельницы шаровой загрузкой, равный

$$\varphi = \frac{G_{ш}}{V_{\gamma_{ш}}} = \frac{G_{ш}}{\pi R_1^2 L \gamma_{ш}},$$

выразим с помощью равенства (112) в зависимости от остальных параметров

$$\varphi = \frac{1}{\pi R_1^2} \left[\int_{R_2}^{R_1} (2\pi - 4\alpha) R dR + \int_{R_2}^{R_1} 2 \sin 2\alpha R dR \right]. \quad (113)$$

При интегрировании удобно заменить переменную R и ее дифференциал на переменную α (угол отрыва), имеющую верхний предел интегрирования α_1 и нижний α_2 .

Связь между переменными дается исходным уравнением (93):

$$R = \frac{R_1}{\psi^2} \cos \alpha,$$

где $\psi^2 = \cos \alpha_1 = \text{const}$.

Отсюда дифференциал радиуса

$$dR = - \left(\frac{R_1}{\psi^2} \right) \sin \alpha \cdot d\alpha. \quad (114)$$

Подставляя значения R и dR в уравнение (113) и выполняя почленное интегрирование, получим формулу Канторовича-Осецкого, связывающую коэффициент заполнения с углами отрыва:

$$\varphi = \frac{1}{\pi \cdot \cos^2 \alpha_1} \left[(\pi - 2\alpha) \cdot \cos 2\alpha - \alpha + \sin 2\alpha + \frac{1}{4} \sin 4\alpha \right]_{\alpha=\alpha_2}^{\alpha=\alpha_1}. \quad (115)$$

Пользуясь формулой Канторовича-Осецкого (115), можно составить таблицу и построить графики, связывающие численные значения параметров φ , α_1 и α_2 .

По формуле (73) попутно вычисляется относительный радиус K_2 . В развернутом виде сводка данных приведена в табл. 16, в сокращенной форме — в табл. 17.

С помощью последней таблицы наносим на диаграмму $K=f(\psi)$ (см. рис. 56) изолинии, соответствующие постоянным значениям коэффициента заполнения φ . Верхние ветви этих кривых, где K превышает минимум (K_{\min}), отвечающий формуле (101), нанесены сплошными линиями; нижние ветви, проходящие в зоне «запрещенной» двухфазной гипотезой, начерчены на рис. 56 пунктиром.

Аналогичным образом можно показать, что по формуле Канторовича-Осецкого (115) при относительной скорости $\psi=0,78$, принятой для некоторых крупных мельниц, максимальный коэффициент заполнения равен $\varphi_{\max}=0,45$; в действительности мельницы работают и с большим заполнением: $\varphi=0,48-0,50$. Таким образом, ограничения, налагаемые условием «отсутствия интерференции шаров», противоречат данным практики эксплуатации мельниц и потому не могут считаться обязательными.

Помимо этих возражений против введения ограничения по формуле (100), согласно которой $\alpha_{2\max}=73^\circ 50'$, можно привести следующее.

Уравнение (97) соответствует условию, что крайняя парабола $A_M B_M$ (см. рис. 55, а), проходит через такую точку B_M (спирали), которая имеет наибольшую абсциссу $x_M = x_{\max}$. Вместе с тем из рис. 55, б где парабола $A_M B_M$ нанесена пунктиром, ясно, что такая парабола может пересекать спираль, вообще говоря, в двух точках: в B_M и в какой-либо другой B_K . Следовательно условие прохождения крайней параболы через точку B_M , где $x = x_{\max}$, не предотвращает «интерференции шаров». Более строгим было бы условие, чтобы крайняя парабола имела со спиралью не две точки пересечения, а только одну общую точку, именно точку касания B_P (см. рис. 55, б). Таким образом, ограничение с помощью формулы (97), с теоретической точки зрения, не оправдано. Не подтверждается оно и экспериментально (см. рис. 43 и 44).

В связи с этим в табл. 16 добавлены данные для углов отрыва, превышающих критическое значение $\alpha_{2\max}=73^\circ 50'$, т. е. для $\alpha=80^\circ$; 85° и 90° . Последние три колонки отделены в таблице жирной чертой.

Соответствующий график приведен на рис. 56, где сплошные ветви кривых построены на основной таблице Осецкого, а пунктирные нанесены по данным, полученным экстраполяцией, т. е. по трем последним колонкам табл. 16, использованным также при составлении сводной табл. 17.

Углы отрыва при различных коэффициентах заполнения (по формуле Канторовича-Осецкого)

Относительная скорость $\psi = \sqrt{c \cos \alpha_1}$	Угол отрыва шаров внутреннего слоя α_1	Коэффициенты	Угол отрыва α_2 шаров внутреннего слоя (радиуса R_2)														
			0°	10°	20°	30°	40°	45°	50°	55°	60°	68°	70°	73° 50' (критический)	(80°)	(85°)	(90°)
1,0	0°	φ_K	0,00	0,04	0,15	0,24	0,39	0,47	0,53	0,59	0,65	0,68	0,71	0,73	0,75	0,76	0,76
			1,00	0,99	0,99	0,88	0,77	0,71	0,64	0,57	0,50	0,42	0,32	0,28	0,18	0,08	0,0
0,9925	10°	φ_K	—	0,00	0,12	0,22	0,36	0,45	0,52	0,58	0,63	0,64	0,70	0,72	0,72	0,73	0,73
			—	1,00	0,99	0,89	0,78	0,72	0,65	0,58	0,51	0,43	0,32	0,28	0,18	0,08	0,0
0,9693	20°	φ_K	—	—	0,00	0,20	0,34	0,42	0,48	0,55	0,60	0,62	0,69	0,70	0,70	0,70	0,70
			—	—	1,00	0,92	0,82	0,76	0,68	0,60	0,53	0,44	0,36	0,30	0,19	0,09	0,0
0,9306	30°	φ_K	—	—	—	0,00	0,20	0,30	0,39	0,47	0,53	0,59	0,63	0,65	0,66	0,67	0,67
			—	—	—	1,00	0,88	0,82	0,74	0,66	0,58	0,49	0,40	0,32	0,20	0,10	0,0
0,8752	40°	φ_K	—	—	—	—	0,00	0,13	0,24	0,34	0,43	0,50	0,56	0,58	0,60	0,60	0,61
			—	—	—	—	1,00	0,93	0,84	0,74	0,65	0,55	0,44	0,36	0,23	0,11	0,00
0,8408	45°	φ_K	—	—	—	—	—	0,00	0,16	0,25	0,36	0,44	0,50	0,53	0,55	0,55	0,56
			—	—	—	—	—	1,00	0,91	0,81	0,70	0,60	0,48	0,39	0,25	0,12	0,00
0,8016	50°	φ_K	—	—	—	—	—	—	0,0	0,15	0,27	0,37	0,45	0,48	0,50	0,51	0,52
			—	—	—	—	—	—	1,00	0,89	0,78	0,66	0,52	0,43	0,28	0,15	0,00
0,7574	55°	φ_K	—	—	—	—	—	—	—	0,00	0,16	0,28	0,38	0,42	0,44	0,45	0,46
			—	—	—	—	—	—	—	1,00	0,88	0,74	0,58	0,48	0,30	0,15	0,00
0,7071	60°	φ_K	—	—	—	—	—	—	—	—	0,0	0,16	0,28	0,34	0,37	0,38	0,40
			—	—	—	—	—	—	—	—	1,0	0,85	0,70	0,56	0,36	0,17	0,00
0,6501	65°	φ_K	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,0	0,16	0,25	0,29	0,31	0,32
			—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,0	0,80	0,66	0,42	0,21	0,00
0,5848	70°	φ_K	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,0	0,12	0,20	0,23	0,24
			—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,0	0,81	0,52	0,25	0,00
0,5276	73° 50'	φ_K	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,0	0,12	0,14	0,16
			—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,0	0,64	0,30	0,00

Значения относительного радиуса $K = \frac{R_2}{R_1}$ необходимы для теоретического определения мощности, потребляемой при режиме с подбрасыванием.

Таблица 17

Отношение внутреннего и наружного радиусов K при различных значениях параметров φ и ψ

Коэффициент заполнения φ , %	Относительная скорость 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

§ 29. Расход энергии при режиме с подбрасыванием

К определению мощности, потребляемой мельницей при режиме с подбрасыванием, возможно несколько различных подходов, отличающихся степенью приближения. Известно несколько вариантов расчета. Ниже будут рассмотрены следующие:

1) упрощенная формула Н. П. Неронова, дающая нижний предел мощности;

2) формула — Левенсона — Канторовича — Андреева;

3) формула Дэвиса, исправленная П. М. Сиденко и Н. П. Нероновым;

4) формулы автора.

Кроме перечисленных, опубликованы некоторые другие. Не останавливаясь на них подробно, здесь можно сделать следующие замечания.

Теория подталкивания шаров. Проф. Н. П. Нероновым в период с 1936 по 1946 г. развивался взгляд, согласно которому свободный полет шара (после отделения его от стенки барабана) некоторое время сопровождается подталкиванием нижележащих шаров, образующих цепочки или свод. В этом случае, как показал Н. П. Неронов, в начале движения шары располагаются по цепной линии, которая переходит затем в параболу. В своих последних работах [12] проф. Н. П. Неронов считает равновесие образующихся сводов неустойчивым и рекомендует для расчетов упрощенную формулу (1958 г.), вывод которой приводится здесь в тексте.

Теория постоянной скорости полета. Американские исследователи А. Гау, А. Кемпбелл и В. Когхилл в 1930 г. выдвинули теорию, согласно которой шар во время полета движется якобы с постоянной абсолютной скоростью [10]. В этих условиях траектория представится некоторой логарифмической кривой [11].

Как показал проф. Н. П. Неронов, рассматриваемая теория противоречит законам теоретической механики. [9].

А. Нижний предел мощности (упрощенная формула Неронова)

Проф. Н. П. Неронов [12] предложил вычислить мощность исходя из самого простого приближения к действительной картине движения, а именно путем учета только одной работы — на подъем шаров.

Если принять, что цикл движения начинается в точке B после удара (рис. 58), то можно считать, что в начале цикла шар имеет скорость u , совпадающую по величине и направлению с периферической скоростью мельницы. Кинетическая энергия его равна $\frac{mv^2}{2}$. Примем, что потенциальная его энергия в положении B равна нулю.

В период кругового движения по дуге BEA (от B до A) шар постепенно поднимается вверх барабаном мельницы. Придя в точку A , где произойдет отрыв, шар оказывается приподнятым на высоту H , равную разности отметок точек A и B :

$$H = -Y_B. \quad (116)$$

Очевидно, что работа, полученная от двигателя и затраченная на подъем одного шара, равна mgH (где m — масса шара). Поэтому в момент своего отрыва шар помимо кинетической энергии $\frac{mv^2}{2}$ обладает еще потенциальной энергией mgH .

После отрыва в точке A , последующего полета по параболе AFB ,

затем падения и удара шар заканчивает свой цикл и начинает новый в точке B , имея ту же кинетическую энергию $\frac{mv^2}{2}$, которой обладал вначале. Следовательно, в результате всего цикла движения в работу измельчения и тепловую энергию превратилась только накопленная потенциальная энергия mgH . Отсюда следует, что расходуемая двигателем мощность N_0 пропорциональна суммарной работе, необходимой для подъема шаров, отрывающихся от барабана в единицу времени:

$$N_0 = \Sigma mgH. \quad (117)$$

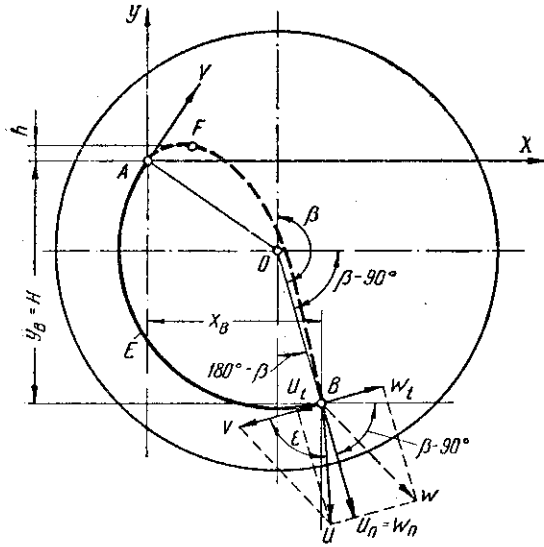


Рис. 58. Схема для определения скорости шара в момент падения

Что касается высоты подъема H , то она по абсолютной величине равна ординате точки B и по уравнению (86) равна

$$H = -Y_B = 4R \sin^2 \alpha \cdot \cos \alpha. \quad (118)$$

Остается определить вес шаров элементарного слоя, поднимаемых барабаном в секунду (рис. 58). При толщине слоя dR и длине его L , считая вдоль оси мельницы, площадь сечения слоя диаметральной плоскостью равна LdR . В точке A шары выходят из этой элементарной площадки со скоростью v (м/сек). При объемном весе в насыпке $\gamma_{ш}$ секунднй расход шаровой загрузки будет

$$dG = \gamma_{ш} v L dR, \text{ кг/сек.} \quad (119)$$

Принимая во внимание, что $v = \omega R = \psi \omega_{кр} R$, имеем также

$$dG = \gamma_{ш} \psi \omega_{кр} L R dR, \text{ кг/сек.} \quad (120)$$

Элементарная работа равна произведению элементарного расхода на высоту подъема:

$$dN_h = dG \cdot H, \text{ кг} \cdot \text{м/сек.} \quad (121)$$

После соответствующей подстановки имеем

$$dN_h = 4\gamma_{ш} \psi \omega_{кр} L R^2 (\sin^2 \alpha \cdot \cos \alpha) dR. \quad (122)$$

Исключая угол α с помощью соотношения (73)

$$\cos \alpha = K \psi^2$$

и заменяя R на KR_1 , а dR на $R_1 dK$ *, находим

$$dN_h = 4\gamma_{ш\omega_{кр}} L \psi^3 R_1^3 (1 - K^2 \psi^4) K^3 dK. \quad (123)$$

Для перехода от элементарного слоя ко всей шаровой загрузке интегрируем правую и левую части последнего уравнения. Пределы интегрирования по параметру K будут: верхний $K_1=1$ и нижний $K_2=K$.

Отсюда мощность, расходуемая на подъем шаров,

$$\begin{aligned} N_h &= 4\gamma_{ш\omega_{кр}} L \psi^3 R_1^3 \int_K^1 (K^3 dK + \psi^4 K^5 dK) = \\ &= \gamma_{ш\omega_{кр}} L \psi^3 R_1^3 \left[(1 - K^4) - \frac{2}{3} \psi^4 (1 - K^6) \right]. \end{aligned} \quad (124)$$

Заменим R_1 на $\frac{D}{2}$ и введем вес шаровой загрузки

$$G_{ш} = \varphi \frac{\pi D^2 L \gamma_{ш}}{4} \quad (\text{в тоннах}).$$

Тогда, заменяя согласно (58), $\omega_{кр}$ на $\sqrt{\frac{2g}{D}}$ и переходя к киловаттам, получим

$$N_h = A \frac{G_{ш}}{\varphi} \sqrt{D} \varphi^3 \left[3(1 - K^4) - 2\psi^4 (1 - K^6) \right], \quad \text{квт}, \quad (125)$$

где A — численный коэффициент, равный

$$A = \frac{1000 \cdot \sqrt{2g}}{102 \cdot 6\pi} = 2,31 \quad \text{м}^{1/2}/\text{сек}; \quad (126)$$

$G_{ш}$ — вес шаров, т;

D — диаметр барабана в свету, м;

ψ — скорость вращения, в долях критической;

φ — коэффициент заполнения, в долях единицы;

K — относительный радиус заполнения.

Формула (125) дает нижний предел для потребляемой мельницей мощности, поскольку ею учитывается только работа на подъем шаров и не учтены прочие потери внутри рабочего пространства мельницы.

Входящий в формулу параметр K находится по заданным φ и ψ с помощью формулы Осецкого (115) (см. табл. 16 и 17 и рис. 56).

Б. Расчет мощности с поправкой на кинетическую энергию (формула Левенсона — Канторовича-Андреева)

Для определения расхода мощности предложен следующий метод. Принимается, что вся энергия, накопленная шаром к моменту отрыва (точка A на рис. 58), целиком и безвозвратно теряется за каждый цикл его движения. Но в точке A потенциальная энергия шара равна mgH , а кинетическая $\frac{mv^2}{2}$. Следовательно, полная потеря энергии на подъем и приведение в движение всей шаровой загрузки будет

$$N_{\max} = N_h + N_v = \Sigma mgH + \Sigma \frac{mv^2}{2}. \quad (127)$$

Выражение для мощности, соответствующей первому слагаемому (N_h) было уже найдено [см. формулу (125)], поэтому сейчас достаточно составить выражение лишь для второго слагаемого.

* В целях упрощения записи здесь и в дальнейшем индекс R при коэффициенте K опущен ($K_R = K$).

Обозначим через dG элементарный секундный весовой расход шаровой загрузки (массой $\frac{dG}{g}$). Тогда элементарная добавочная мощность будет

$$dN_v = \frac{dG}{g} \cdot \frac{v^2}{2}, \text{ кгм/сек.} \quad (128)$$

Для множителя dG имеется развернутое выражение (120). Что касается скорости шара в момент отрыва, то она равна линейной окружности скорости барабана:

$$v = \omega R = \psi \omega_{кр} K R_1. \quad (129)$$

После подстановки в исходное уравнение (128) получаем

$$dN_v = \frac{1}{2g} \gamma_{ш} \omega_{кр}^3 \psi^3 L R_1^4 K^3 dK. \quad (130)$$

Интегрируя от $K_1=1$ до $K=K_2$, а затем заменяя $\omega_{кр}$ на

$$\sqrt{\frac{2g}{D}}, \text{ а } R_1 \text{ на } \frac{D}{2} \text{ и переходя к}$$

киловаттам, находим

$$N_v = \frac{\gamma_{ш}}{2g} \omega_{кр}^3 \psi^3 L R_1^4 \int_{K_1}^{K_2} K^3 dK = \frac{1}{102} \times \\ \times \frac{\sqrt{2g} \gamma_{ш} D^{2/5} L \psi^3}{16 \cdot 4} (1 - K^4). \quad (131)$$

Рис. 59. Схема для определения относительной скорости при ударе двух тел

Вводя, как и раньше, вес шаровой загрузки $G_{ш}$ (в тоннах), для добавочной мощности окончательно найдем

$$N_v = A \frac{G_{ш}}{\varphi} \sqrt{D} \psi^3 \left[\frac{3}{8} (1 - K^4) \right], \quad (132)$$

где, по-прежнему, численный коэффициент

$$A = \frac{1000 \sqrt{2g}}{102 \cdot 6\pi} = 2,31 \text{ м}^{1/2}/\text{сек.} \quad (133)$$

Наконец, складывая почленно выражения (125) и (132), для суммарной потребляемой мощности получим следующую формулу Левенсона-Канторовича-Андреева [13, 14]:

$$N_o = N_h + N_v = A \frac{G_{ш}}{\varphi} \sqrt{D} \psi^3 \left[3(1 - K^4) - 2\psi^4(1 - K^6) + \frac{3}{8}(1 - K^4) \right], \quad (134)$$

где все обозначения приняты такие же, как и в формуле (125).

В. Расход мощности по теории удара (формула Девиса, исправленная П. М. Сиденко и Н. П. Нероновым)

Для определения потерь энергии при ударе шара о шаровую загрузку в момент падения проф. Е. В. Девис [5] предложил использовать общую теорию удара.

Если тело массы m , обладающее скоростью u (рис. 59), встречается с телом массы M , имеющим до удара скорость v , то относительная скорость w первого по отношению ко второму найдется построением параллелограмма скоростей, в котором одна сторона равна v , вторая — w и диагональ u .

В курсах теоретической механики [14] приводится теорема Карно, определяющая потерю энергии при ударе. Согласно этой теореме, потеря кинетической энергии ΔT находится из следующего соотношения:

$$\Delta T = (1 - k^2) \cdot \frac{m}{1 + \frac{m}{M}} \frac{\omega^2}{2}, \quad (135)$$

где k — коэффициент восстановления при ударе;
 m и M — соударяющиеся массы;
 ω — относительная скорость, определяемая по правилам векторов (рис. 59).

Из формулы (135) видно, что при прочих равных условиях потеря энергии на удар пропорциональна квадрату относительной скорости.

По сравнению со всей массой M лежащих в барабане шаров масса падающих в единицу времени шаров (m) мала, поэтому отношение $\frac{m}{M}$ в уравнении (135) можно с достаточным приближением считать близким к нулю. На этом основании при обозначении разности $(1 - k^2)$ через ξ , запишем теорему Карно в следующем виде:

$$\Delta T \approx \xi \frac{mv^2}{2}. \quad (136)$$

Такова потеря энергии от удара одного шара при его падении.

Очевидно, что значение поправочного коэффициента ξ может лежать в пределах от 0 до 1. Если коэффициент восстановления k равен нулю, т. е. удар является абсолютно неупругим, то $\xi = 1$, и, следовательно, вся энергия $\frac{mv^2}{2}$ теряется полностью. Если же, наоборот, $k = 1$, то $\xi = 0$, и $T = 0$, т. е. при ударе абсолютно упругих тел никакой потери энергии не происходит. Практически коэффициент ξ может иметь некоторое промежуточное значение, т. е. равен некоторой дробной величине*.

Переходя от одного шара к элементарному секундному объему их, находим элементарную мощность (dN_w), теряемую при ударе:

$$dN_w = \xi \frac{dG}{g} \cdot \frac{\omega^2}{2}, \text{ кг} \cdot \text{м/сек}. \quad (137)$$

Значение dG было уже определено ранее по формуле (120). Остается найти относительную скорость ω . Для этого придется более подробно проанализировать кинематику движения шара по параболической траектории.

Параллелограмм скоростей, соответствующих моменту падения шара, был изображен на рис. 58, где u — полная скорость шара, направленная по касательной к параболе; u_n и u_t — соответственно ее радиальная (нормальная) и тангенциальная составляющие; u_x и u_y — проекции полной скорости u на горизонтальную и вертикальную оси координат, v — окружная скорость в точке падения B . Относительная скорость ω — сторона параллелограмма, у которого вторая сторона v , а диагональ u .

Разложим относительную скорость ω на две составляющие: касательную ω_t и радиальную ω_n . Очевидно, что

$$\omega^2 = \omega_t^2 + \omega_n^2. \quad (138)$$

Проекция ω_t относительной скорости на касательную равна разности проекций на то же направление скоростей обеих соударяющихся масс, т. е.

$$\omega_t = (v) - (u_t). \quad (139)$$

* В работах Е. В. Девиса коэффициент ξ принимается равным единице.

Нормальная проекция (w_n) того же вектора равна нормальной проекции u_n вектора полной скорости u , так как вторая его составляющая (u_t) направлена по касательной. Следовательно,

$$w^2 = w_t^2 + w_n^2 = (v - u_t)^2 + u_n^2. \quad (140)$$

Входящие в это выражение величины u_t и u_n можно определить с помощью проекций скорости шара на горизонталь и вертикаль (u_x и u_y). В связи с тем, что по горизонтали на шар в период полета не действуют никакие силы, первая из них является величиной постоянной и равной

$$u_x = v \cdot \cos \alpha. \quad (141)$$

Вертикальная слагающая u_y — скорость свободного падения от высшей точки F (вершина параболы) до точки B , поэтому

$$u_y = \sqrt{2g(h + H)}. \quad (142)$$

Но согласно формуле (82) ордината вершины параболы

$$h = \frac{v^2 \cdot \sin^2 \alpha}{2g},$$

а расстояние H (т. е. ордината точки B), согласно уравнению (118), равно $H = 4R \sin^2 \alpha \cos \alpha$. Подставляя значения h и H в исходное соотношение (142) и исключая R с помощью основного равенства (70), которое дает

$$R = \frac{v^2}{g \cdot \cos \alpha}, \quad (143)$$

находим

$$u_y = \sqrt{2g \left(\frac{v^2 \sin^2 \alpha}{2g} + \frac{4v^2}{g \cdot \cos \alpha} \cdot \sin^2 \alpha \cdot \cos \alpha \right)},$$

откуда после преобразований имеем

$$u_y = -3v \cdot \sin \alpha. \quad (144)$$

Следовательно, в момент падения шара вертикальная слагающая полной скорости его по абсолютной величине в три раза больше, чем в момент отрыва (когда она равна $v \sin \alpha$).

С помощью найденных значений u_x и u_y могут быть определены остальные параметры. Так, полная скорость шара в момент падения

$$u = \sqrt{u_x^2 + u_y^2} = v \sqrt{\cos^2 \alpha + 9 \sin^2 \alpha} = v \sqrt{9 - 8 \cos^2 \alpha}. \quad (145)$$

Вектор u можно рассматривать как равнодействующую двух его слагаемых u_x и u_y . Ввиду этого проекция вектора u на направление радиуса равна сумме проекций на ту же ось обеих составляющих (см. рис. 58), т. е.

$$u_n = u_x \cdot \cos(\beta - 90^\circ) + u_y \cdot \sin(\beta - 90^\circ). \quad (146)$$

Принимая во внимание, что согласно формуле (90) $\beta = 3\alpha$, имеем

$$\sin \beta = \sin 3\alpha = 3 \sin \alpha - 4 \sin^3 \alpha,$$

$$\cos \beta = \cos 3\alpha = 4 \cos^3 \alpha - 3 \cos \alpha,$$

после подстановки значений u_x и u_y в уравнение (146) и соответствующих преобразований получим для радиальной слагающей уравнение

$$u_n = -8v \sin^3 \alpha \cdot \cos \alpha = w_n. \quad (147)$$

Составляя аналогичное выражение для второй (касательной) слагающей u_t , имеем

$$u_t = -u_x \sin(\beta - 90^\circ) + u_y \cos(\beta - 90^\circ)$$

После соответствующих подстановок и преобразований найдем, что по абсолютной величине

$$u_t = v [1 + 4 \sin^2 \alpha - 8 \sin^4 \alpha] = v [1 + 4 \sin^2 \alpha \cdot \cos 2\alpha]. \quad (148)$$

Отсюда по формуле (139)

$$\omega_t = +4v \sin^2 \alpha (1 - 2 \sin^2 \alpha). \quad (149)$$

Подставляя полученные значения ω_n и ω_t в исходное уравнение (140), получаем для квадрата относительной скорости

$$\omega^2 = \omega_n^2 + \omega_t^2 = 16v^2 \sin^4 \alpha. \quad (150)$$

Входящий в последнее уравнение квадрат линейной скорости (v^2) может быть, согласно равенству (143), заменен

$$v^2 = Rg \cdot \cos \alpha = KR_{1g} \cdot \cos \alpha. \quad (151)$$

Тогда

$$\omega^2 = 16KR_{1g} \cdot \cos \alpha \cdot \sin^4 \alpha. \quad (152)$$

Далее, имея в виду, что $\cos \alpha = K\psi^2$ и $\sin^2 \alpha = 1 - \cos^2 \alpha = 1 - K^2\psi^4$, можем написать также, что

$$\omega^2 = 16KR_{1g} \cdot K\psi^2 (1 - K^2\psi^4)^2,$$

или, окончательно

$$\omega^2 = 16R_{1g}\psi^2 K^2 (1 - 2K^2\psi^4 + K^4\psi^8) \quad (153)$$

Таким образом, для вычисления расхода мощности по уравнению (137) имеются все данные: элементарный расход шаров дается уравнением (120):

$$dG = \gamma_{ш}\psi\omega_{кр} LKR^2 dK,$$

а квадрат относительной скорости — уравнением (153).

После подстановки в уравнение (137) находим

$$N_w = \int_{K_2=K}^{K_1=1} \xi \frac{dG}{g} \cdot \frac{\omega^2}{2} = 8\xi\gamma_{ш}\omega_{кр} LR^3 \psi^3 \int_{K_2=K}^{K_1=1} (K^3 - 2\psi^4 K^5 + \psi^8 K^7) dK. \quad (154)$$

Правая часть этого уравнения известна как интеграл Девиса.

Выполняя интегрирование и заменяя затем R_1 на $\frac{D}{2}$ и $\omega_{кр}$ на $\sqrt{\frac{2g}{D}}$, а также вводя вес шаровой загрузки ($G_{ш} = \varphi \frac{\pi D_0^2 L \gamma_{ш}}{4}$) и переходя к киловаттам, находим:

$$N_w = \xi A \frac{G_{ш}}{\varphi} \sqrt{D_0} \psi^3 [6(1 - K^4) - 8\psi^4(1 - K^6) + 3\psi^8(1 - K^8)], \text{ квт.} \quad (155)$$

Здесь, как и прежде,

$$A = \frac{1000 \sqrt{2g}}{102 \cdot 6\pi} = 2,31 \text{ м}^{1/2}/\text{сек};$$

$G_{ш}$ — вес шаровой загрузки, m ;

D — внутренний диаметр мельницы, m ;

g — $9,81 \text{ м/сек}^2$ (ускорение свободного падения);

φ — коэффициент заполнения;

ψ — относительная скорость вращения, в долях критической;

K — отношение внутреннего радиуса к наружному;

ξ — поправочный коэффициент на степень упругости удара ($\xi = 1 - k^2$, где k — коэффициент восстановления).

Формулу (155) проф. Н. П. Неронов [15] называет «исправленной формулой Девиса». Заметим, что независимо от проф. Н. П. Неронова, эта же формула была исправлена Н. П. Сиденко [16] и поэтому следует считать ее формулой Девиса, исправленной Сиденко и Нероновым.

Проф. Н. П. Неронов считает, что последняя формула действительна лишь при том ограничивающем условии, что в момент падения шара касательная слагающая (w_t) относительной скорости должна быть положительной, в противном случае касательного удара не произойдет.

Как видно из формулы (139),

$$w_t = -4v \cdot \sin^2 \alpha \cdot (1 - 2\sin^2 \alpha) = -4v \cdot \sin^2 \alpha \cdot \cos 2\alpha. \quad (156)$$

При условии, что $w_t = 0$, будет $\cos 2\alpha = 0$, откуда $2\alpha_{кр} = 90^\circ$ и $\alpha_{кр} = 45^\circ$, т. е. в соответствии с точкой зрения проф. Н. П. Неронова критический угол отрыва равен 45° . Поскольку $\cos \alpha_{кр} = \cos 45^\circ = 0,707$, критическое значение относительно скорости будет

$$\psi_{кр} = \sqrt{\cos \alpha_{кр}} = \sqrt{0,707} = 0,84. \quad (157)$$

Таким образом, по Н. П. Неронову формула Девиса, исправленная Н. П. Сиденко и Н. П. Нероновым, применима только при больших скоростях, когда $\psi > 0,84$, т. е. скорость вращения больше 84% от критической.

Г. Обобщение интеграла Девиса

Теорема Карно дает общую потерю энергии при ударе согласно формуле (136). Однако в данных специфических условиях (см. рис. 58) два направления движения — радиальное и касательное — являются неравноценными и потому теряемую энергию следует рассматривать как состоящую из двух независимых слагаемых. Это предположение тем более допустимо, что оно не встречает формальных препятствий, так как в формулу (136) входит квадрат относительной скорости

$$w^2 = w_n^2 + w_t^2$$

и на этом основании полная потеря энергии равна сумме

$$\Delta T = \Delta T_n + \Delta T_t = \xi_1 \frac{m}{2} w_n^2 + \xi_2 \frac{m}{2} w_t^2. \quad (158)$$

С точки зрения роли коэффициентов ξ_1 и ξ_2 оба слагаемых правой части уравнения (158) неравноценны. Как видно из рис. 58, в первом из них коэффициент необходимо считать равным единице, так как эта часть энергии (связанная с движением в радиальном направлении) теряется полностью и безвозвратно. Что же касается второго слагаемого, то здесь можно считать коэффициент ξ_2 меньшим единицы и близким к нулю, так как стальные шары обладают большим коэффициентом восстановления.

Учитывая эту оговорку и выполняя соответствующие подстановки, взамен интеграла Девиса (154) получим следующее выражение:

$$N_0 = \int \frac{dG}{g} \left(\frac{1}{2} w_n^2 + \frac{1}{2} \xi_2 w_t^2 \right) = 8\gamma \omega_{кр} L R_1^3 \int_{K_2=K}^{K_1=1} (K^3 - 2\psi^4 K^5 + \psi^8 K^7) \cdot [\xi_2 + 4\psi^4 (1 - \xi_2) K^2 - 4\psi^8 (1 - \xi_2) K^4] dK. \quad (159)$$

Последнее равенство можно считать обобщенной формулой Дэвиса.

Нетрудно видеть, что, полагая в подынтегральном выражении $\xi_2 = 1$, т. е. считая тангенциальный удар абсолютно неупругим, приходим к частному случаю — к интегралу Дэвиса (154).

Д. Расход мощности с учетом потери радиальной составляющей скорости (формула автора)

При выводе обобщающей формулы (159) можно допустить, что при ударе (см. точку В рис. 58) полностью теряется только часть кинетической энергии (ΔT_n), которая связана с радиальной слагающей (u_n) скорости или равной ей радиальной слагающей относительной скорости (W_n).

Что же касается энергии движения по касательной, то здесь можно пренебречь потерей, требуемой теоремой Карно, считая касательный удар полностью упругим, т. е. допустить, что эта часть энергии целиком возвращается от шара к барабану, а следовательно, не требует компенсации со стороны двигателя. При таких допущениях в формуле (158) нужно положить $\xi_1 = 1$ и $\xi_2 = 0$, считая, что

$$\Delta T = \Delta T_n = \frac{m}{2} \omega_n^2, \quad (160)$$

т. е. что вся потеря энергии при ударе обусловлена только радиальной слагающей.

Пологая в подынтегральном выражении (159) параметр ξ_2 равным нулю и выполняя интегрирование, для полезного расхода мощности получим формулу (автора), по структуре вполне аналогичную предыдущим,

$$N_0 = A \frac{G_{ш}}{\varphi} \sqrt{D} \cdot \psi^7 \{ 16(1 - K^6) - \psi^4 [36(1 - K^8) - 28,8\psi^4(1 - K^{10}) + 8\psi^8(1 - K^{12})] \}. \quad (161)$$

§ 30. Анализ теоретических формул мощности для режима с подбрасыванием

А. Обобщенная формула

Выведенные выше четыре теоретических формулы для мощности при режиме с подбрасыванием — упрощенная формула Н. П. Неронова (125), формула Левенсона — Канторовича — Андреева (134), формула Дэвиса — Сиденко — Неронова (155) и формула автора (161) — содержат некоторый постоянный именованный коэффициент $A = \frac{1000\sqrt{2g}}{102 \cdot 6\pi} = 2,31 \text{ м}^{1/2}/\text{сек}^2$. Вторым множителем является дробь $\frac{G_{ш}}{\varphi}$. Однако введение параметра φ следует считать искусственным приемом, так как дробь $\frac{G_{ш}}{\varphi}$ фактически не зависит от коэффициента заполнения φ . Действительно, согласно определению, параметр φ равен отношению объема шаровой загрузки к рабочему объему:

$$\varphi = \frac{\left(\frac{G_{ш}}{\gamma_{ш}}\right)}{V},$$

где $\frac{G_{ш}}{\gamma_{ш}}$ — объем шаровой загрузки.

Но из этого выражения следует, что частное $\frac{G_{ш}}{\varphi}$ равно

$$\frac{G_{ш}}{\varphi} = \gamma_{ш} V. \quad (162)$$

Ввиду этого дробь $\frac{G_{ш}}{\varphi}$ может быть исключена из всех формул и заменена равным ей произведением $\gamma_{ш} V$. Если выполнить такую замену, то все перечисленные четыре формулы можно записать в виде следующего объединяющего их выражения:

$$N_0 = A \gamma_{ш} V \sqrt{D} \cdot S, \quad (163)$$

в котором коэффициент S — некоторая функция параметров K и ψ . В дальнейшем безразмерная величина S называется коэффициентом мощности. Так, в формуле Неронова

$$S = S_n = \psi^3 [3(1 - K^4) - 2\psi^4(1 - K^6)]; \quad (164)$$

в формуле (134) Левенсона — Канторовича — Андреева

$$S = S_h + S_v = \psi^3 [3(1 - K^4) - 2\psi^4(1 - K^6)] + \left[\frac{3}{8} \psi^3(1 - K^4) \right], \quad (165)$$

где

$$S_v = \frac{3}{8} \psi^3(1 - K^4) \quad (166)$$

поправка на кинетическую энергию; в формуле (155) Дэвиса

$$S = S_w = \psi^3 [6(1 - K^4) - 8\psi^4(1 - K^6) + 3\psi^8(1 - K^8)]; \quad (167)$$

и, наконец, в формуле автора (161)

$$S = S_h = \psi^7 \{ 16(1 - K^6) - \psi^4 [36(1 - K^8) - 28,8\psi^4(1 - K^{10}) + 8\psi^8(1 - K^{12})] \}. \quad (168)$$

Для определения входящего во все расчетные формулы отношения внутреннего и наружного радиусов ($K = \frac{R_2}{R_1}$) пользуемся диаграммой рис. 56, построенной по данным развернутой табл. 16 или сокращенной табл. 17.

Б. Поправка на неподвижные шары

При выводе теоретических формул предполагалось, что в движении принимают участие все находящиеся в мельнице шары. В действительности, как показали новейшие опыты с прозрачной моделью (см. рис. 44), в центральной зоне шаровой загрузки образуется неподвижное «ядро». Составляющие его шары не участвуют ни в свободном полете, ни во вращении вместе с барабаном. По этой причине шары ядра не расходуют энергии на соударения и потому общий расход подводимой к мельнице энергии должен быть несколько меньше, чем рассчитанный по теоретической формуле. Это обстоятельство требует введения в формулу некоторого поправочного коэффициента на неподвижность ядра» (K_n). Удобнее всего ввести его в виде множителя при коэффициенте мощности S . Тогда универсальная формула (163) примет следующий окончательный вид:

$$N_0 = A_{\gamma_{ш}} V \sqrt{D} (K_n S).$$

Сопоставление результатов, вычисленных по выведенной здесь формуле (168), с опытными данными показывает, что поправочный коэффициент должен быть величиной, близкой к единице; применительно к этой формуле его можно принять равным $K_n \approx 0,95$. Обозначая произведение ($K_n S$) через S_0 получаем окончательную расчетную формулу автора для полезной мощности:

$$\left. \begin{aligned} N_0 &= A_{\gamma_{ш}} V \sqrt{D} S_0 \\ S_0 &= K_n S = 0,95 S_h \end{aligned} \right\} \quad (169)$$

где S_h — вычисляется по формуле (168).

В. Сопоставление расчетных результатов

Для анализа и сопоставления всех частных формул примем коэффициент заполнения $\varphi = 0,45$.

В этом случае, как видно из предыдущего (см. также табл. 17), относительный радиус $K = \frac{R_2}{R_1}$ — однозначная функция только одного параметра — относительной скорости ψ . Значения его, графически определяемые по кривой $\varphi = 45\%$ (см. рис. 56), приведены в табл. 18; табл. 18 иллюстрирует рис. 60.

Коэффициент мощности S в теоретической формуле (163) при заполнении $\varphi = 45\%$

Относительная скорость вращения ψ (в долях критической)	Отношение радиусов $K = \frac{R_2}{R_1}$ при $\varphi = 45\%$	Коэффициент мощности S в вариантах теоретической формулы				
		(164) Неронова S_n (кривая 1, рис. 60)	(165) Канторовича-Андреева $S_n + \sigma$ (кривая 2, рис. 60)	(167) Девиса S_w (кривая 3, рис. 60)	(168) Олевского S_n (при $\xi_2 = 0$) (кривая 4, рис. 60)	(169) расчетная Олевского $S_0 = 0,95 S_n$
0,74	0,23	0,97	1,12	1,57	0,92	0,87
0,75	0,29	0,99	1,15	1,56	0,96	0,91
0,76	0,35	1,00	1,17	1,56	1,00	0,95
0,77	0,40	1,01	1,18	1,54	1,03	0,98
0,78	0,44	1,02	1,19	1,53	1,06	1,01
0,79	0,48	1,02	1,20	1,50	1,10	1,04
0,80	0,51	1,02	1,20	1,47	1,12	1,06
0,81	0,53	1,02	1,20	1,45	1,13	1,07
0,82	0,55	1,02	1,20	1,41	1,14	1,08
0,83	0,57	1,01	1,20	1,36	1,14	1,08
0,84	0,585	1,01	1,20	1,32	1,13	1,07
0,85	0,60	0,99	1,19	1,25	1,10	1,04
0,86	0,61	0,98	1,18	1,18	1,06	1,01

В виде конкретного примера в табл. 19 приведены данные расчета полезной мощности по различным формулам для мельницы МШР-32-31 (3200×3100) при $\varphi = 0,45$ и $\psi = 0,74$ (до модернизации) и $\psi = 0,81$ (после модернизации мельницы).

Таблица 19

Мощность (полезно потребляемая) на оси барабана щаровой мельницы 3200×3100, рассчитанная по вариантам теоретической формулы (169)

Номер формулы и фамилия автора	Коэффициент мощности S		Полезно потребляемая мощность на оси барабана $N_0 = 405 S$, квт	
	при скорости $\psi = 0,74$	при скорости $\psi = 0,81$	при скорости $\psi = 0,74$	при скорости $\psi = 0,81$
(164) Неронов	0,97	1,02	392	413
(165) Канторович-Андреев	1,12	1,20	453	485
(167) Девис	1,57	1,45	635	586
(168) Олевский (при $\xi = 0$)	0,92	1,13	372	460
(169) Олевский, расчетная	0,87	1,07	354	436
Эмпирическая формула ВТИ-ЦКТИ	—	—	392	430

В целях сравнения следует указать, что по эмпирической формуле ВТИ-ЦКТИ [см. ниже формулы (217) — (219)], наиболее близкой к действительности, в данном случае полезная мощность при $\psi = 0,74$ составляет $N_0 = 392$ квт, а при $\psi = 0,81$ будет $N_0 = 430$ квт.

Анализируя диаграмму рис. 60 можно сделать следующие общие выводы:

1. Согласно формуле Неронова (164) при увеличении относительной скорости в пределах $\psi = 0,75—0,85$ расходуемая мощность остается почти постоянной (кривая 1). Этот результат находится в резком противоречии с опытом и потому допущения, принятые за основу при выводе формулы, необходимо признать недостаточно правомерными.

2. Тот же вывод полностью относится к формуле (165) Левенсона — Канторовича — Андреева (кривая 2).

3. Формула (167) Девиса (исправленная Сиденко и Нероновым) приводит к парадоксальному результату: по мере увеличения скорости вращения мощность систематически падает (кривая 3). Следовательно, заложенные в основу вывода предпосылки неверны и формула в принципе неправильна.

4. Единственная теоретическая формула, согласно которой в пределах $\psi = 0,72$ до $\psi = 0,82$ имеет место заметное возрастание мощности при увеличении скорости — это новая формула Олевского (кривая 4). Следовательно, исходные предпосылки, принятые для ее вывода, в принципе правильны. Но вместе с тем необходимо отметить, что кривая 4 достигает некоторого максимума при $\psi = 82\%$, после чего падает. Последнее противоречит опыту и свидетельствует с одной стороны, о том, что при выводе формулы допущены упрощающие предположения и, с другой стороны, о том, что отклонения расчетных результатов от реальных неизбежны в силу самой принятой при анализе идеализации, существенно упрощающей действительный сложный характер баллистики шаров при смешанном и катарактном режиме.

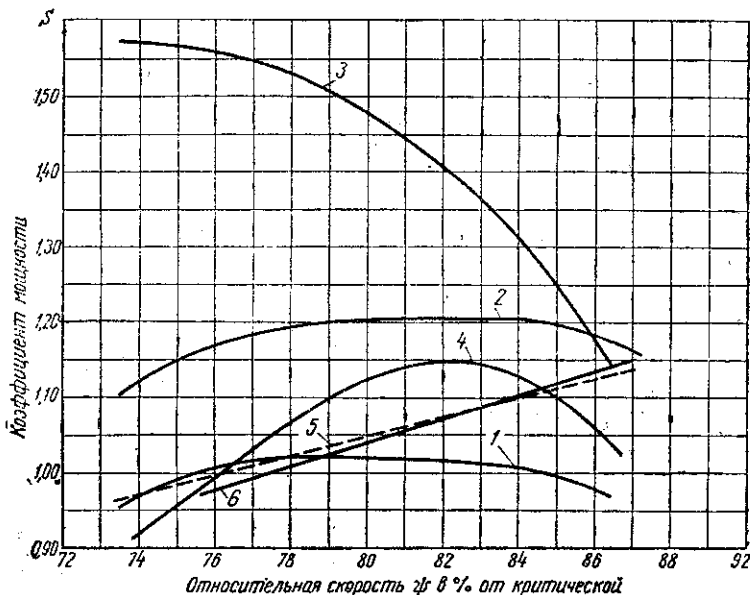


Рис. 60. Зависимость коэффициента мощности от относительной скорости по разным формулам (при коэффициенте заполнения $\varphi = 45\%$):

1 — по Неронову; 2 — по Кантаровичу-Андрееву; 3 — по Девису; 4 — по Олевскому; 5 — по ЦКТИ; 6 — по Гау-Андрееву

Г. Учет потери энергии с тангенциальной составляющей

Как указывалось формула (161) и равноценная ей формула (168) получена из «обобщенного интеграла» (159) в том предположении, что коэффициент восстановления при тангенциальном ударе равен единице ($k = 1$) и потому параметр ξ_2 (где $\xi_2 = 1 - k^2$) обращается в нуль. Таков предельный частный случай.

Если же не полагать ξ_2 равным нулю, то в общем случае интеграл (159) приводит к следующей формуле для коэффициента мощности:

$$S_{\xi} = \psi^3 \{ 8\xi_2(1 - K^4) + 4(4 - 6\xi_2)\psi^4(1 - K^6) - (36 - 39\xi_2)\psi^8 \times \\ \times (1 - K^8) + 28,8(1 - \xi_2)\psi^{12}(1 - K^{10}) - 8(1 - \xi_2)\psi^{16}(1 - K^{12}) \}. \quad (170)$$

Для случая $\varphi = 0,45$, представленного в табл. 18, значения коэффициента мощности S_{ξ} при $\xi_2 = 0,05$ будут примерно на 5—6% больше, чем в графе. Если эти значения изобразить на рис. 60, то общий характер всей кривой $S_{\xi} = f(\psi)$ не изменится по сравнению с кривой 4, вследствие чего сохраняет силу вывод о необходимости внесения в теоретическую формулу поправок на основе экспериментальных данных.

Д. Заключение

Двухфазная схема режима с подбрасыванием приводит к общему выводу, что при прочих равных условиях полезно расходуемая мощность пропорциональна произведению объема мельницы V на корень квадратный из ее диаметра (D) и на объемный вес шаров в насыпке $\gamma_{ш}$:

$$N_0 = A_{\gamma_{ш}} V \sqrt{D} \cdot S.$$

Что касается входящего в формулу безразмерного коэффициента мощности S , то его зависимость от скорости вращения ψ и от коэффициента заполнения ϕ не может быть с достаточной точностью установлена чисто теоретическим путем, так как даже наиболее обоснованные новые формулы (168) и (170) приводят к заметному расхождению расчетов и экспериментальных данных. Поэтому коэффициент мощности S целесообразно уточнить опытным путем.

Одним из возможных решений является введение поправочного коэффициента на неподвижность ядра $K_{я}$. Если принять его равным $K_{я} = 0,95$, то для расчетов можно пользоваться формулой автора (169). В дальнейшем эта расчетно-теоретическая формула используется наравне с эмпирическими.

ГЛАВА VI

ПОТРЕБЛЯЕМАЯ МЕЛЬНИЦЕЙ МОЩНОСТЬ

§ 31. Энергия и мощность, потребляемые мельницей

Для приведения в непрерывное движение шаровой (или стержневой) загрузки к барабану мельницы необходимо подводить определенное количество энергии в единицу времени. С известной степенью условности соответствующую мощность можно назвать «полезно потребляемой» (N_0 , квт). В действительности только некоторая часть ее превращается в работу деформации рудных частиц, т. е. их дробление и измельчение, а значительная доля бесполезно теряется, превращаясь в теплоту, идущую на нагрев пульпы.

Мощность N_0 расходуется в рабочем пространстве мельницы.

Помимо этого некоторое дополнительное количество энергии ($N_{п}$) расходуется на трение в цапфах барабана, вращающихся в коренных подшипниках, а часть поглощается трением в зубчатой передаче и в подшипниках приводного вала. В связи с этим общая мощность, снимаемая с вала двигателя, сокращенно «мощность на валу двигателя» ($N_{в.дв}$), будет значительно больше полезно потребляемой (N_0).

Что касается потери $N_{п}$ на трение в подшипниках барабана, то она состоит из двух слагаемых. Первое слагаемое — соответствует мощности, потребляемой самим барабаном при отсутствии шаровой загрузки; экспериментально оно определяется как мощность холостого хода ($N_{хол}$). Второе слагаемое — дополнительные потери на трение в цапфах от веса шаровой загрузки ($N_{доп}$).

Следовательно,

$$N_{п} = N_{хол} + N_{доп}. \quad (171)$$

Очевидно, что $N_{доп}$ относится к $N_{хол}$, как вес шаров к весу остальных вращающихся частей. Для имеющих решетку шаровых мельниц средних и больших размеров это отношение (при $\phi = 0,45$) близко к $0,5-0,6^*$, а для мельниц с центральной разгрузкой (при $\phi = 0,36$) — $0,4-0,5$.

* Для мельниц $D = 2700$ мм отношение $K_{ш} = \frac{G_{ш}}{G_{б}} = 0,47$; при $D = 3200$ $K_{ш} = 0,58$; при $D = 3600, 4000$ и 4500 $K_{ш} = 0,60$.

Обозначая через N_6 общую мощность, передаваемую барабану через привод (мощность на оси барабана), имеем

$$N_6 = N_0 + N_{\text{хол}} + N_{\text{доп}}. \quad (172)$$

Потери в передаточном механизме (редуктор, промежуточный вал, зубчатая пара) можно учесть, введя механический коэффициент полезного действия привода η , который определяется отношением N_6 к $N_{\text{в.дв.}}$:

$$\frac{N_6}{N_{\text{в.дв.}}} = \eta. \quad (173)$$

Если известны N_6 и η , то с помощью этого соотношения можно определить мощность, снимаемую с вала двигателя (мощность на валу двигателя):

$$N_{\text{в.дв.}} = \frac{N_6}{\eta}. \quad (174)$$

Как показали испытания ВТИ и ЦКТИ*, к.п.д. привода шаровых угольных мельниц колеблется в пределах 0,7—0,8. По данным Уралмашзавода он может приблизиться к 0,85. Поэтому при ориентировочных расчетах можно принимать в среднем для рудных мельниц

$$\eta \approx 0,80. \quad (175)$$

Очевидно, что величина $N_{\text{в.дв.}}$ включает как мощность N_0 , затрачиваемую на приведение в движение шаровой (стержневой) загрузки, так и все механические потери, имеющие место на питателе и на цапфах барабана ($N_{\text{хол}} + N_{\text{доп}}$) и во всех звеньях передаточного механизма (последние объединяются термином «потери на приводном устройстве»). Поэтому мощность на валу двигателя $N_{\text{в.дв.}}$ можно назвать также общей потребляемой мельницей мощностью.

Далее, если рассчитана мощность на валу двигателя, то с ее помощью могут быть определены еще две важные величины: так называемая установочная (или номинальная) мощность двигателя ($N_{\text{дв}}$) и электрическая мощность, потребляемая им из сети (N_9).

Установочная (номинальная) мощность двигателя ($N_{\text{дв}}$) назначается с некоторым запасом по отношению к необходимой мощности на валу:

$$N_{\text{дв}} = K_{\text{уст}} N_{\text{в.дв.}} \quad (176)$$

где $K_{\text{уст}}$ — коэффициент запаса, или установочный коэффициент — величина, большая единицы. Обычно $K_{\text{уст}}$ назначают в зависимости от ожидаемых колебаний нагрузки и возможных пиков ее. В среднем для барабанных мельниц по нормам ВТИ — ЦКТИ считается нормальным запас 10%, т. е. принимают

$$K_{\text{уст}} = 1,10. \quad (177)$$

Поэтому номинальную мощность с достаточным приближением можно принимать (по нормам ВТИ — ЦКТИ) равной

$$N_{\text{дв}} = 1,1 N_{\text{в.дв.}} \quad (178)$$

Что касается мощности (N_9), потребляемой двигателем из сети, то она зависит от электрического к.п.д. двигателя (η_9) и потому

$$N_9 = \frac{N_{\text{в.дв.}}}{\eta_9}. \quad (179)$$

Для двигателей, устанавливаемых на мельницах средних и крупных размеров, обычно принимают $\eta_9 = 0,92$.

* Всесоюзный теплотехнический институт и Центральный котлотурбинный институт.

Наконец, для трехфазных двигателей электрическая мощность связана с напряжением E (в), током I (а) и коэффициентом мощности $\cos \varphi$ соотношением

$$N_3 = \frac{EI\sqrt{3}\cos\varphi}{1000}, \text{ кВт.} \quad (179a)$$

§ 32. Определение мощности с помощью моделей

Рядом исследователей замерялась мощность малых шаровых и стержневых мельниц лабораторного размера, на основе чего путем

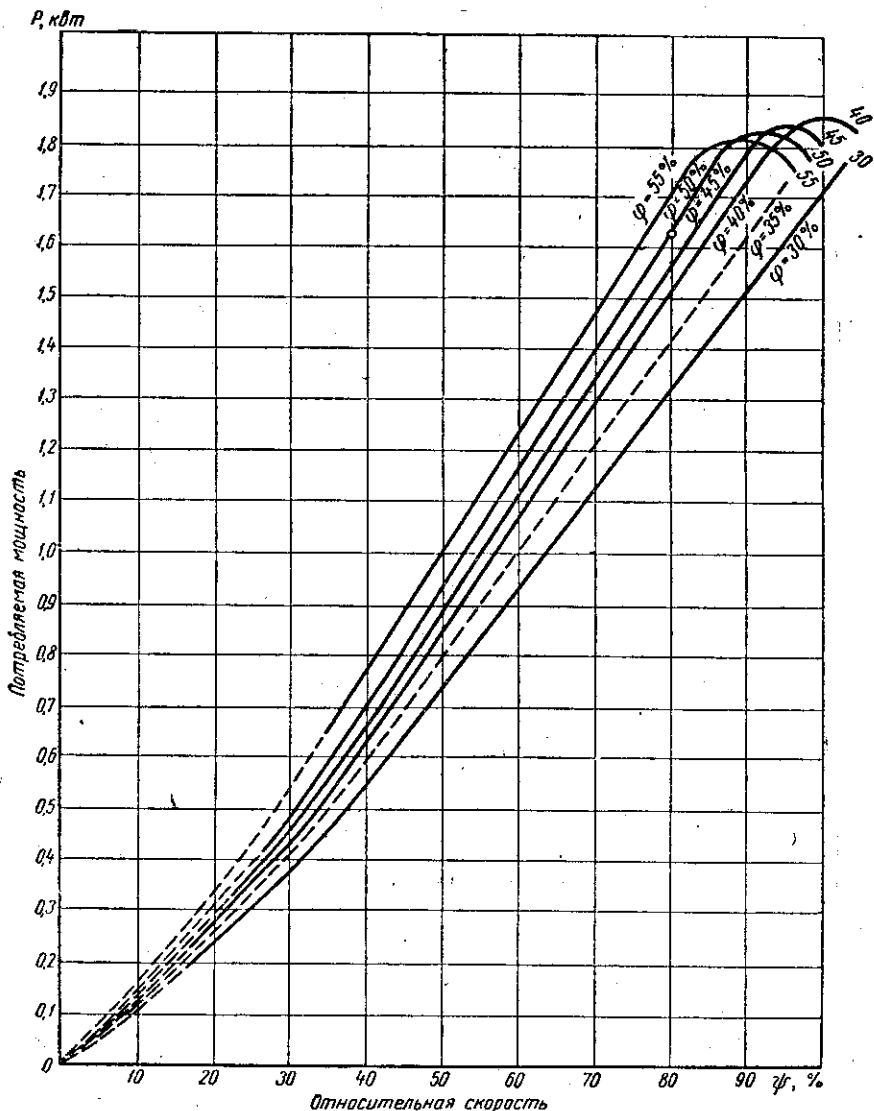


Рис. 61. Зависимость мощности, потребляемой мельницей размерами 610×610 (по опытам А. М. Гау) от относительной скорости

экстраполяции поддается вычислению мощность, потребляемая промышленными мельницами.

А. Метод Гау

А. М. Гау [17] рекомендует для подобных расчетов пользоваться графиком мощности (P), потребляемой опытной мельницей размерами 610×610 (рис. 61). Если с помощью графика Гау по заданным φ и ψ

найдена потребляемая мощность P , кВт для мельницы 610×610 , то для мельницы, имеющей размеры $D \times L$ при тех же φ и ψ она будет *

$$N_6 = 3,44 [(1,64L - 1)K + 1] D^{2,5} P, \quad (180)$$

где $K = 0,9$ при $D \leq 1,5$ м и $K = 0,85$ при $D > 1,5$ м.

Мощность на валу двигателя будет $N_{в.дв} = \frac{N_6}{\eta}$.

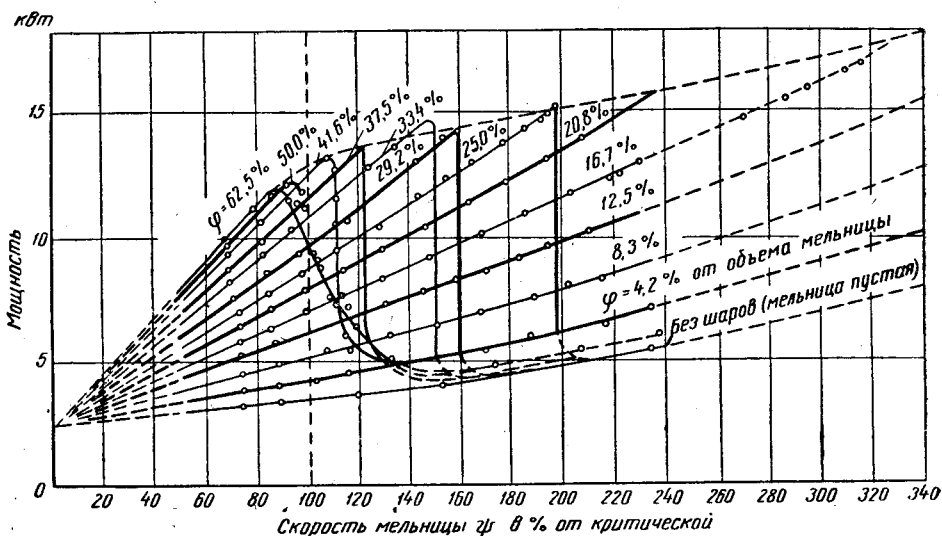


Рис. 62. Зависимость мощности от скорости (для мельниц с гладкой футеровкой) по опытам проф. Р. Т. Хукки

Б. Опыт проф. Р. Т. Хукки

Согласно опытам проф. Р. Т. Хукки [18] в малых шаровых и стержневых мельницах мощность увеличивается в функции относительной скорости ψ по закону прямой линии до некоторой точки, при которой достигается максимум, после чего она резко падает, так как мельница переходит на режим махового колеса (рис. 62). Например, при заполнении $\varphi = 50\%$ максимум достигается при $\psi = 92\%$ от критической; для $\varphi = 45\%$, экстраполируя, найдем, что максимуму соответствует $\psi = 100\%$, т. е. критическая скорость.

Качественные выводы из опытов проф. Р. Т. Хукки близки к следствиям из опытов Гау (см. рис. 61); метода количественного пересчета лабораторных данных на мельницы промышленных размеров проф. Р. Т. Хукки не дает.

В. Опыт НИИ при Уралмашзаводе

В научно-исследовательском институте при Уралмашзаводе были поставлены механические испытания модели шаровой мельницы (300×300) с прозрачной торцевой стенкой [19]. Важнейшим результатом испытаний, заснятых на кинолентку, следует считать установление того факта, что при всех скоростных режимах мельницы внутри шаровой загрузки ее образуется неподвижная зона (ядро), вокруг которой происходит циркуляция шаров [см. рис. 44].

Второй важный вывод состоит в том, что опытами подтверждены кривые Гау и Хукки; как видно из рис. 63, при заполнении $\varphi = 45\%$ полезная мощность модели достигает максимума лишь при скорости $\psi = 95\%$ от критической, что очень близко к данным Гау и Хукки.

* Формула перехода (180) оказалась неточной (см. п. «В» § 32)

Исследователи, проводившие испытания, считают, что полученные на модели количественные результаты можно распространить на промышленные мельницы путем экстраполяции исходя из теоретического соотношения, по которому мощность пропорциональна произведению объема мельницы на корень из диаметра.

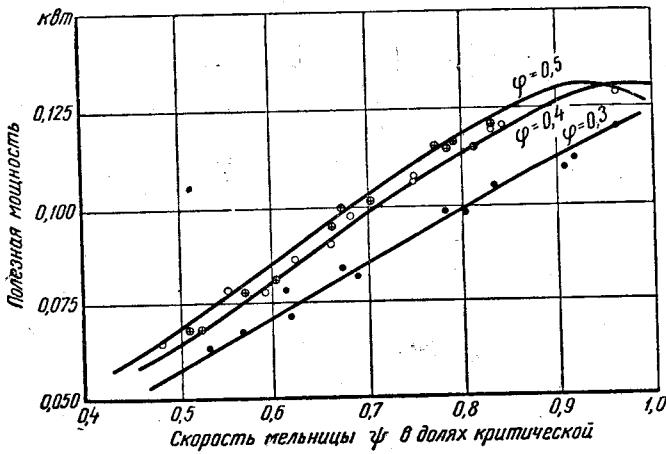


Рис. 63. Зависимость полезной мощности от скорости по опытам с прозрачной моделью (УЗТМ)

§ 33. Расчет мощности по теоретическим формулам

Для барабанной мельницы теоретически возможны три скоростных режима: а) с перекатыванием без подбрасывания (каскадный, некатарактный) (см. рис. 41), б) смешанный — с частичным перекатыванием и частичным подбрасыванием (см. рис. 42) и в) с подбрасыванием без перекатывания (водопадный, катарактный) (см. рис. 43).

Теоретически разработаны только первый и третий режимы. Что касается самого распространенного на практике смешанного, то теория его еще не развита, теоретические формулы для расчета потребляемой мощности отсутствуют, и расчет основывается пока на эмпирических формулах, полученных в результате обработки экспериментальных данных. Как будет показано ниже некоторые теоретические формулы, введенные для каскадного и водопадного режимов, дают расчетный результат, совпадающий с эмпирическими данными.

А. Замеры мощностей

Из формулы (172) следует, что полная потребляемая мельницей мощность, отнесенная к оси барабана (N_6), состоит из трех слагаемых:

$$N_6 = N_{\text{хол}} + N_{\text{доп}} + N_0,$$

где $N_{\text{хол}}$ — потери холостого хода (при вращении мельницы без шаров);
 $N_{\text{доп}}$ — дополнительные потери на трение в цапфах при наличии неподвижных шаров;
 N_0 — основная статья расхода — полезно потребляемая мощность.

Обычно теоретически определяют только слагаемое N_0 , а оба других находят опытным путем.

Расход $N_{\text{хол}}$ — замеряют на холостом ходу.

Сумму ($N_{\text{хол}} + N_{\text{доп}}$) определяют замером после специального переоборудования мельницы, а именно: все загруженные в мельницу шары заменяют равным по весу грузом, центр тяжести которого совпадает с осью вращения барабана. Такой эквивалентный груз не дает статического момента, который мог бы исказить результаты измерений,

и увеличивает лишь нагрузку на подшипники совершенно так же, как и находящиеся в мельнице шары.

В большинстве случаев вес шаровой загрузки близок к 50% от веса остальных вращающихся частей, поэтому дополнительная мощность $N_{\text{доп}}$ не превышает половины $N_{\text{хол}}$. А так как $N_{\text{хол}}$, в свою очередь, составляет лишь несколько процентов общей мощности N_0 , то иногда ограничиваются измерением только двух составляющих — $N_{\text{хол}}$ и $(N_0 + N_{\text{доп}})$, считая сумму, взятую в скобки, одним слагаемым (такова методика ВТИ — ЦКТИ). Обозначая эту сумму через $N_{\text{ш}}$, имеем также

$$N_6 = N_{\text{хол}} + N_{\text{ш}}, \quad (181)$$

где $N_{\text{ш}}$ — незначительно отличается от N_0 .

Б. Режим с подбрасыванием шаров (без их перекатывания)

В качестве основной предпосылки принимается двухфазный цикл (см. рис. 43), представляющий собой идеализацию действительной картины (см. рис. 44).

Полезно потребляемая мощность выражается следующей «обобщенной формулой мощности»:

$$N_0 = A_{\text{ш}} V \sqrt{D} S, \text{ квт},$$

где A — постоянная ($A = 2,31 \text{ м}^{0,5}/\text{сек}$);

$\gamma_{\text{ш}}$ — объемный вес шаров или стержней, $\text{т}/\text{м}^3$;

V — полезный объем мельницы, м^3 ;

D — диаметр в свету, м ;

S — безразмерный коэффициент мощности, зависящий только от параметров механического режима:

$$S = F(\varphi, \psi) \quad (182)$$

Если сравнивают несколько мельниц, различающихся своими размерами, но работающих с одинаковым заполнением $\varphi = \text{const}$ и с одинаковой относительной скоростью $\psi = \text{const}$, то коэффициент мощности для всех будет постоянной величиной $S = \text{const}$. Из формулы (163) видно, что в этом случае полезно потребляемая мощность прямо пропорциональна произведению объема мельницы на корень квадратный из диаметра.

Если же сравнивается мощность, потребляемая одной и той же мельницей ($V = \text{const}$, $D = \text{const}$), но при различных скоростных ее режимах, то в этом случае N_0 прямо пропорционально переменному коэффициенту мощности S .

Вид функции $S = F(\varphi, \psi)$ дается в нескольких вариантах в зависимости от принятых исходных предпосылок относительно статей расхода энергии на движение шаров, о чем подробно говорилось в § 23. Однако даже при наиболее обоснованном теоретически варианте [см. формулу (168) автора] оказывается, что ход теоретической кривой мощности (см. кривую 4, рис. 60) несколько отличается от опытного. Это объясняется тем, что по принятой за основу двухфазной схеме расчетный относительный радиус $K = \frac{R_2}{R_1}$ быстро увеличивается с повышением относительной скорости (иначе говоря, толщина слоя шаров, движущихся как одно целое с барабаном, быстро уменьшается). В действительности же, благодаря наличию центрального неподвижного ядра, параметр K увеличивается медленнее, чем это требует формула Осецкого.

Таким образом, по своей структуре формула (163) верна, но входящий в нее параметр S должен быть уточнен на основе опытных данных. В настоящее время наиболее точными следует признать данные

ВТИ — ЦКТИ (см. кривую 5, рис. 60). Ближе всего к ним подходят результаты вычислений по расчетно-теоретической формуле (169) автора, имеющей вид

$$N_0 = A_{\text{ш}} V \sqrt{D} S_0, \text{ квт.}$$

где

$$S_0 = 0,95\psi^7 \{16(1 - K^6) - \psi^4 [36(1 - K^8) - 28,8\psi^4(1 - K^{10}) + 8\psi^8(1 - K^{12})]\}.$$

В. Режим с перекачиванием шаров без подбрасывания (каскадный, некатарактный)

Оставляя пока без рассмотрения смешанный режим, по которому еще не имеется теоретических формул, переходим к режиму без подбрасывания шаров, имеющему практическое значение для стержневых мельниц, а также шаровых с центральной разгрузкой, работающих с пониженным заполнением.

Теоретическая формула (проф. С. Е. Андреева) выводится следующим образом [13].

Пусть шаровая или стержневая загрузка занимает при установившемся движении положение, показанное на рис. 46, б. Сечение загрузки (заштрихованное) представляет собой круговой сегмент $ABEA$ с центром тяжести в S . Радиус $OS = r_s$, проведенный из центра барабана в точку S , образует с вертикалью угол Θ , его проекция на горизонталь равна

$$l = r_s \cdot \sin \Theta. \quad (183)$$

Если общий вес шаровой загрузки составляет $G_{\text{ш}}$, т, то статический момент, развиваемый силой тяжести, равен произведению $G_{\text{ш}} \cdot l$, т·м.

При установившемся режиме внутри сечения шаровой загрузки происходит непрерывная циркуляция шаров (см. рис. 41), но вся система находится в динамическом равновесии, при котором мельнице со стороны двигателя передается момент вращения M , противоположный по знаку моменту $G_{\text{ш}}l$, но равный ему по абсолютной величине:

$$M = G_{\text{ш}}l. \quad (184)$$

Считая, что $G_{\text{ш}}$ выражено в тоннах, а l — в метрах, переписываем это равенство в следующем виде:

$$M = 1000G_{\text{ш}}l, \text{ кг} \cdot \text{м.} \quad (185)$$

Если мельница делает n , об/мин, то угловая скорость ее вращения равна

$$\omega = \frac{\pi n}{30}, \text{ рад/сек.} \quad (186)$$

и работа, совершаемая двигателем в единицу времени, определится произведением момента на угловую скорость:

$$A = M\omega, \text{ кг} \cdot \text{м/сек.} \quad (187)$$

Переходя к мощности, выраженной в квт, имеем

$$N_0 = \frac{A}{102} = \frac{M\omega}{102}, \text{ квт.} \quad (188)$$

После подстановки значений M и ω из предыдущих формул находим потребляемую мельницей полезную мощность на оси барабана:

$$N_0 = \frac{1000\pi G_{\text{ш}} l n}{102 \cdot 30}, \text{ квт.} \quad (189)$$

Полученная формула может быть преобразована путем замены множителя l его значением, выраженным через диаметр D , центральный угол Ω и угол Θ , и исключением множителя n путем перехода на относительную скорость ψ . После подстановки получаем для определения мощности, потребляемой шаровой мельницей при режиме без подбрасывания шаров, следующую формулу проф. С. Е. Андреева:

$$N_0 = 2 \frac{1000 \sqrt{2g}}{6 \cdot 102\pi} \cdot \frac{G_{\text{ш}}}{\varphi} \sqrt{D} \cdot \psi \sin^3 \left(\frac{\Omega}{2} \right) \cdot \sin \Theta. \quad (190)$$

Формуле (190) может быть придан более удобный для пользования вид.

Вес шаровой загрузки $G_{\text{ш}}$ равен произведению ее объема $V_{\text{ш}}$ на вес единицы объема загрузки $\gamma_{\text{ш}}$:

$$G_{\text{ш}} = V_{\text{ш}} \gamma_{\text{ш}} = \varphi \frac{\pi D^2 L}{4} \gamma_{\text{ш}} = \varphi V \gamma_{\text{ш}}.$$

После подстановки этого значения $G_{\text{ш}}$ в формулу (190) получаем

$$N_0 = A \gamma_{\text{ш}} V \sqrt{D} \left(2\psi \cdot \sin^3 \frac{\Omega}{2} \cdot \sin \Theta \right), \quad (191)$$

где A — постоянный коэффициент, равный по-прежнему

$$A = \frac{1000 \sqrt{2g}}{6 \cdot 102\pi} = 2,31 \text{ м}^{0,5}/\text{сек}. \quad (192)$$

В выражение (191) в явном виде входят D , L , $\gamma_{\text{ш}}$ и ψ , а в неявном виде — коэффициент φ (через $\sin \frac{\Omega}{2}$).

Входящий в формулу (191) центральный угол Ω однозначно определяется величиной коэффициента заполнения φ и может быть найден по таблицам математических справочников. На рис. 50 приведен график зависимости Ω от φ . Таким образом, все входящие в правую часть формулы величины, кроме Θ , являются известными или поддаются вычислению. Что касается угла, Θ , то, как указывает проф. С. Е. Андреев он зависит в основном от коэффициента трения между самими шарами и между шарами и футеровкой, а также от коэффициента заполнения и от скорости вращения мельницы. Проф. С. Е. Андреев считает, что угол Θ находится в пределах 30 — 45° . В более новой работе [3] проф. С. Е. Андреев показал, что угол поворота Θ можно найти чисто теоретическим путем.

Для динамического равновесия всей загрузки (см. рис. 46, б) необходимо, чтобы суммарный момент всех сил трения, передаваемых на нее со стороны футеровки, был равен суммарному моменту (M_T) тангенциальных слагающих веса всех элементарных слоев загрузки. Первый момент состоит из двух слагаемых: одно из них M определяется радиальными слагающими веса, а второе M_c — центробежными силами, действующими в зоне шаров с круговым движением (см. рис. 41). Уравнение динамического равновесия имеет вид:

$$M_N + M_c \geq M_T. \quad (193)$$

Выражая затем все три величины в функции центрального угла Ω , угла поворота Θ , относительной скорости ψ и коэффициента трения шаров о футеровку f , проф. С. Е. Андреев получает соотношение, связывающее все эти параметры:

$$\begin{aligned} \frac{1}{f} \frac{2}{3} \cdot \sin^3 \frac{\Omega}{2} \cdot \sin \Theta = \cos \Theta \left(\sin \frac{\Omega}{2} - \cos^2 \frac{\Omega}{2} \ln \frac{1 + \sin \frac{\Omega}{2}}{\cos \frac{\Omega}{2}} \right) + \\ + \frac{1}{3} \psi^2 \Omega - \frac{2}{15} \sin \frac{\Omega}{2} \left(7 + 6 \cos \frac{\Omega}{2} + 2 \cos^3 \frac{\Omega}{2} \right). \end{aligned} \quad (194)$$

С помощью этого уравнения по заданным параметрам $\frac{\Omega}{2}$, ψ и f может быть вычислен и угол поворота Θ , входящий в расчетную формулу (191).

В табл. 20 приведены значения угла Θ , вычисленные по уравнению Андреева (194) при коэффициенте трения $f=0,4$. В той же таблице приведена мощность, найденная по формуле С. Е. Андреева (191) для мельницы 610×610 мм при $\gamma_{ш} = 4,8$ т/м³. Последняя взята повышенной в связи с тем, что в опытах Гау использовалась лабораторная мельница с мелкими шарами; при расчете крупных мельниц следует брать $\gamma_{ш} = 4,6$ т/м³.

Выше уже упоминалось об опытах Гау с мельницей 610×610 мм (см. рис. 61). Экспериментальные данные А. М. Гау также приведены в табл. 20. Из сравнения видно почти полное совпадение расчетных и опытных величин. Это обстоятельство делает формулу проф. С. Е. Андреева вполне приемлемой для практических расчетов даже в тех случаях, когда имеет место не только часто каскадный (некатарактный), но и смешанный режим, так как график Гау является универсальным.

Таблица 20

Полезная мощность, потребляемая малой шаровой мельницей 610×610 (опытная — по А. М. Гау и расчетная — по С. Е. Андрееву при $f=0,4$ и $\gamma=4,8$ т/м³)

Относительная скорость ψ , %	При коэффициенте заполнения								
	$\varphi = 30\%$			$\varphi = 40\%$			$\varphi = 50\%$		
	Угол поворота θ	Мощность, кат		Угол поворота θ	Мощность, кат		Угол поворота θ	Мощность, кат	
		по опытам А. М. Гау	по формуле проф. С. Е. Андреева при $\gamma_{ш} = 4,8$, т/м ³		по опытам А. М. Гау	по формуле проф. С. Е. Андреева при $\gamma_{ш} = 4,8$, т/м ³		по опытам А. М. Гау	по формуле проф. С. Е. Андреева при $\gamma_{ш} = 4,8$, т/м ³
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

Г. Расчет мощности с помощью графика Гау и теоретической формулы проф. С. Е. Андреева

Теоретическая формула проф. С. Е. Андреева может быть использована для уточнения метода Гау следующим образом.

Обозначим одной буквой S_{Θ} произведение всех множителей, входящих в формулу (191) и зависящих от параметров скоростного режима:

$$S_{\Theta} = 2\psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \cdot \sin \Theta. \quad (195)$$

Тогда формула (191) переписывается в следующем виде:

$$N = A \gamma_{ш} V \sqrt{D} S_{\Theta}, \quad (196)$$

где $A = 2,31$ м^{0,5}/сек.

Сопоставляя полученное выражение с обобщенной формулой для режима с подбрасыванием (163), отмечаем, что они различаются только значениями коэффициентов мощности S и S_{Θ} .

Для вычисления параметра S_{Θ} по заданным φ и ψ необходимо предварительно определить углы Ω и Θ . Первый может быть вычислен с помощью приводившегося ранее уравнения (36):

$$\varphi = \frac{\Omega}{2\pi} - \frac{\sin \Omega}{2\pi},$$

которому соответствует график на рис. 50.

Второй угол Θ может быть найден путем интерполяции по табл. 20. На основе этих данных рассчитаем в общем виде мощность, полезно потребляемую мельницей 610×610 мм (по методу Гау).

Полезный объем мельницы

$$V = \frac{\pi D^3}{4} L = \frac{\pi \cdot 61^2}{4} \cdot 0,61 = 0,178 \text{ м}^3. \quad (197)$$

Принимаем, что лабораторная мельница загружалась мелкими шарами (согласно табл. 14 объемный вес их $\gamma_{ш} = 4,8 \text{ т/м}^3$). После подстановки в формулу (196) находим

$$N_0 = A \gamma_{ш} V \sqrt{D} S_0 = 2,31 \cdot 4,8 \cdot 0,178 \sqrt{0,61} S_0 \approx 1,5 S_0. \quad (198)$$

Но на графике Гау (рис. 61) отложена именно эта же величина N_0 , которую Гау в своей формуле (180) обозначал через P . Приравнявая их, получаем формулу перехода от «эталонной мощности» P по Гау к коэффициенту мощности S_0 , входящему в теоретическую формулу (196):

$$1,5 S_0 = P$$

или

$$S_0 \approx \frac{P}{1,5}. \quad (199)$$

Пользуясь полученным соотношением, можно, не вычисляя каждый раз S_0 по развернутой теоретической формуле (195), находить его значение с помощью графика Гау (см. рис. 61) или относящейся к нему табл. 20.

Очевидно, что указанный прием относится не только к лабораторной мельнице 610×610 , а ко всем другим на основе принципа подобия. В табл. 21, приведенной в § 35, дается расчет по рассмотренному методу.

Заметим, что расчет по формуле проф. С. Е. Андреева, в особенности при одновременном использовании графика Гау, дает обычно результаты, близкие к опытным даже в области высоких значений ψ , когда режим является не каскадным, а смешанным и приближается к чисто катарактному.

§ 34. Эмпирические формулы для расчета мощности мельниц

Помимо рассмотренных теоретических, на основе обобщения экспериментальных данных предложен ряд чисто эмпирических формул для определения мощности.

А. Формула Товарова для некатарактного режима

Эмпирическая формула Товарова (Гипроцемент) для потребляемой мощности [20] имеет следующий вид

$$N_0 = 8,5 V \sqrt{D} \psi \gamma_{ш}^{0,8} \varphi^{0,8}, \text{ квт}, \quad (200)$$

где принимается $\gamma_{ш} = 4,6 \text{ т/м}^3$ и $\gamma_{ш} = 4,6^{0,8} = 3,38$.

Отсюда

$$N_0 = 28,7 V \sqrt{D} \psi \varphi^{0,8}. \quad (201)$$

Формула действительна только для некатарактного режима (без подбрасывания), когда коэффициент φ лежит в пределах $\varphi = 0,2-0,3$, а относительная скорость $\psi = 0,7-0,8$.

Для удобства расчета по формуле (201) на рис. 64 приведен график функции $\varphi^{0,8}$.

Расчет по формуле (201) В. В. Товарова в ряде случаев дает удовлетворительное согласие с практикой.

Б. Формула Бланка

При относительной скорости $\psi = 76\%$ мощность на валу двигателя по Бланку [21] равна

$$N_{B. ДВ} = cG_{ш} \sqrt{D}, \quad (202)$$

где c — коэффициент, зависящий от заполнения φ ;

$G_{ш}$ — вес шаровой загрузки.

Преобразуя ее к виду

$$N_{B. ДВ} = A\gamma_{ш} V \sqrt{D} S_B, \quad (203)$$

можно показать, что эмпирический коэффициент S выразится через φ примерно следующим образом:

$$S_B = \frac{1}{2,31} [3,5 - 14(0,5 - \varphi)^2]. \quad (204)$$

Например, при $\varphi = 0,45$

$$S_B = \frac{1}{2,31} [3,5 - 14(0,5 - 0,45)^2] \approx 1,5. \quad (205)$$

Формула Бланка обычно дает значительное завышение мощности.

В. Формула Левенсона

Проф. Л. Б. Левенсон [21] считал, что потери на холостой ход и дополнительное трение в цапфах можно учесть введением поправочного коэффициента в теоретическое уравнение. На этом основании для мощности на оси барабана он предложил формулу, которая в принятых нами обозначениях имеет следующий вид:

$$N_6 = 2,31\gamma_{ш} V \sqrt{D} S_L, \quad (206)$$

где

$$S_L = 3,38 \cdot \varphi \cdot \psi (1 + 0,274\psi^2). \quad (207)$$

Следовательно, по Левенсону мощность растет несколько быстрее, чем скорость вращения ψ .

Проф. Л. Б. Левенсон считал возможным рекомендовать и другой, упрощенный вариант своей формулы, а именно при $\psi = 0,76$

$$N_6 = 13G_{ш} \sqrt{R}, \text{ л. с.} \quad (208)$$

Расчеты показали, что обе формулы проф. Л. Б. Левенсона, так же как и формула Бланка, дают завышенные значения мощности.

Г. Формулы Таггарта

Для определения потребляемой из сети мощности проф. Таггарт [22] пользуется графиком, дающим зависимость между мощностью, отнесенной к единице веса шаровой загрузки $\left(\frac{N}{G_{ш}}\right)$, и номинальным диа-

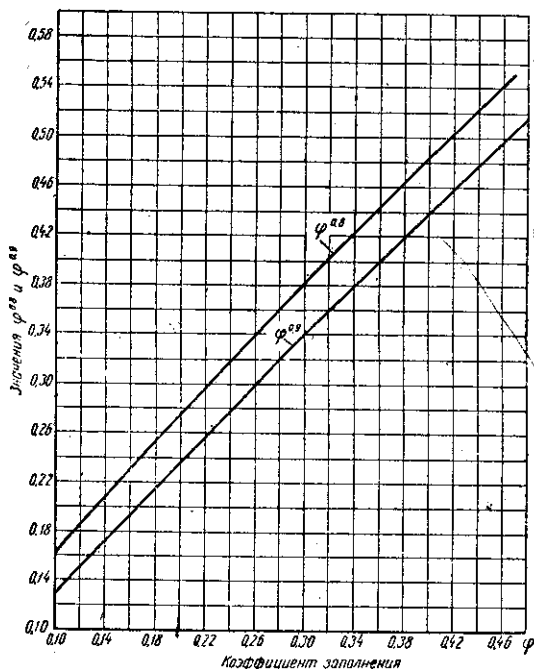


Рис. 64. График для определения $\varphi^{0,8}$ и $\varphi^{0,9}$

метром мельницы. Прямым линиям этого графика с достаточной точностью соответствуют следующие уравнения:

мощность, потребляемая из сети двигателем шаровой мельницы с решеткой,

$$N'_s = (4,5 + 2,8D) G_{ш}, \text{ квт}, \quad (209)$$

то же, для мельницы с центральной разгрузкой

$$N''_s = (3,7 + 1,48D) G_{ш}, \text{ квт}, \quad (210)$$

то же, для стержневой мельницы

$$N'''_s = (3,7 + 1,2D) G_{ш}, \text{ квт}, \quad (211)$$

где D — номинальный диаметр, м;
 $G_{ш}$ (или G_c) — действительный вес шаров (или стержней), т.

Что касается второй и третьей формул Таггарта, согласно которым отношения $\frac{N''}{N'}$ и $\frac{N'''}{N'}$ составляют примерно 0,6, то эти формулы следует в настоящее время считать нереальными.

Вместе с тем расчеты показали, что первая формула Таггарта (209) дает результаты, близкие к опытным.

Если от мощности, потребляемой из сети, перейти к мощности на валу двигателя, принимая $\eta_s = 0,92$, то формула Таггарта (209) для мельниц с решеткой получит следующий вид:

$$N_{в. дв} = \eta_s N_s = (4,15 + 2,6D) G_{ш}, \text{ квт}. \quad (212)$$

В этой формуле $G_{ш}$ — фактический вес шаров, равный

$$G_{ш} = \gamma_{ш} \varphi V, \text{ т.}$$

Объемный вес стальных шаров в насыпке можно в среднем считать $\gamma_{ш} = 4,6 \text{ т/м}^3$. Поэтому формулу (212) можно переписать в такой форме:

$$N_{в. дв} = 4,6 \cdot (4,15 + 2,6D) \varphi V, \text{ квт}, \quad (213)$$

откуда для мощности двигателя мельницы с решеткой имеем

$$N_{дв} = 1,1 \cdot 4,6 (4,15 + 2,6D) \varphi V, \text{ квт}. \quad (214)$$

Результаты расчета $N_{дв}$ по формуле Таггарта (214), в которой принято $\varphi = 0,45$, показывают, что для средних мельниц ($D = 2700 \times 2700$ и $3200 \times 3100 \text{ мм}$) расхождения между вычисленными и опытными данными невелики, но для малых и больших мельниц они достигают соответственно -15% и $+15\%$.

Д. Формулы ВТИ — ЦКТИ

Для расчета мощности мельниц применима очень точная формула, полученная Всесоюзным теплотехническим институтом (ВТИ, Москва) и Центральным котлотурбинным институтом (ЦКТИ, Ленинград) при испытаниях углеразмольных мельниц. Эта формула положена в основу норм, разработанных ВТИ — ЦКТИ [23]. Согласно этим нормам мощность на валу двигателя шаровой мельницы определяется по следующей формуле:

$$N_{в. дв} = N_{хол} + N_{ш}. \quad (215)$$

Первое слагаемое соответствует холостому ходу (без шаров и материала, а второе — определяет расход мощности на движение шаров и материала, включая дополнительную мощность на трение в цапфах от веса шаров [см. формулу (172)].

Мощность холостого хода, отнесенная к оси барабана, определяется в нормах по уравнению

$$N_{\text{хол}} = 0,1DLn, \text{ квт}, \quad (216)$$

где D — внутренний диаметр мельницы, м;

L — внутренняя длина, м;

n — число оборотов в минуту.

Если выразить фактическую скорость вращения через критическую

$$n = \psi \cdot n_{\text{кр}} = \psi \frac{30\sqrt{2g}}{\pi\sqrt{D}},$$

то формулу (216) можно записать также в следующем виде:

$$N_{\text{хол}} = 3\sqrt{2}\sqrt{D}L\psi, \text{ квт}. \quad (217)$$

Второе слагаемое полного расхода мощности по этим же нормам равно

$$N_{\text{ш}} = 0,105D^3Ln\gamma_0 \cdot \varphi^{0,9} \cdot K_M, \quad (218)$$

Здесь, помимо прежних обозначений, приняты следующие:

γ_0 — вес единицы объема шаров вместе с материалом, находящимся между шарами (по нормам ВТИ—ЦКТИ принимается $\gamma_0 = 4,9 \text{ т/м}^3$);

K_M — поправочный коэффициент на размолоспособность материала.

Для большинства материалов, за исключением антрацита, коэффициент принимается равным $K_M = 1,05$. Поэтому произведение постоянного множителя, входящего в формулу (218), на коэффициент K_M численно равно $0,105 \cdot 1,05 = 0,11$. Учитывая это, а также заменяя n его значением по формулам (1) и (8), перепишем второе уравнение следующим образом:

$$N_{\text{ш}} = 3,3\sqrt{2} \cdot \gamma_0 D^{2,5} L \varphi^{0,9} \psi. \quad (219)$$

Поскольку первое слагаемое $N_{\text{хол}}$ составляет несколько процентов от общей мощности двигателя, главную роль играет расход $N_{\text{ш}}$.

Как видно из приводимой в § 35 табл. 21, для малых мельниц (объемом меньше 5 м^3), расход мощности на холостой ход достигает 25—30%; для мельниц средних размеров он снижается до 10—15% и для больших (объемом 22 м^3 и выше) — до 3—4% от полной мощности.

Если взамен дробной степени диаметра ввести объем ($V = \frac{\pi}{4} D^2 L$) то слагаемое $N_{\text{ш}}$ можно представить в следующей форме:

$$N_{\text{ш}} = 2,31 \cdot \gamma_0 V \sqrt{D} (2,58\varphi^{0,9}\psi). \quad (220)$$

Из сопоставления с общей формулой для полезной мощности

$$N_0 = 2,31\gamma V \sqrt{DS}$$

устанавливаем, что коэффициент мощности здесь принимается приблизительно равным

$$S \approx 2,58\varphi^{0,9}\psi. \quad (221)$$

Так как N_0 и $N_{\text{ш}}$ не совпадают, то более точно коэффициент мощности вычисляется по формуле

$$S = \frac{N_0}{A\gamma V \sqrt{D}} = \frac{N_{\text{ш}} - N_{\text{доп}}}{A\gamma V \sqrt{D}}.$$

В целях удобства пользования формулами (220) и (221) на рис. 64 дан график для определения величины $\varphi^{0,9}$. Например, при $\varphi = 0,45$ по графику найдем, что $\varphi^{0,9} = 0,485$, откуда при $\psi = 0,81$ коэффициент мощности будет согласно формуле (221)

$$S = 2,58 \cdot 0,485 \cdot 0,81 = 1,01.$$

Соединяя оба слагаемых по формулам (217) и (218), для полной мощности на валу барабана найдем:

$$N_6 = 3\sqrt{2} \sqrt{D} L \psi + 3,3 \sqrt{2} \gamma_0 D^{2,5} L \varphi^{0,9} \psi, \text{ квт.} \quad (222)$$

где D и L в м; φ и ψ — в долях единицы; $\gamma_0 = 4,9 \text{ т/м}^3$.

Формула (222) проверялась экспериментально на углеразмольных мельницах. Она оказалась действительной для следующего диапазона значений отдельных параметров: диаметр барабана D равен от 1,7 до 3 м; отношение $\frac{L}{D} = 1,5-2$; коэффициент заполнения шарами $\varphi = 0,28-0,40$; коэффициент относительной скорости вращения $\psi = 0,6-0,8$.

В области самых больших значений коэффициента заполнения, например $\varphi = 0,45$, формула ВТИ—ЦКТИ не проверялась опытным путем, поэтому экстраполяция в эту область может привести к неточности.

§ 35. Сводка расчетных формул

А. Скоростные режимы

Различаются скоростные режимы трех типов: без подбрасывания (некатарактный, каскадный) (см. рис. 41), и с подбрасыванием мелющих тел (катарактный, водопадный) (см. рис. 43 и 44). Во всех случаях внутри шаровой загрузки образуется неподвижная мертвая зона («ядро») (см. рис. 44).

Если коэффициент заполнения φ меньше критического $\varphi_{кр} = 0,29$, то подбрасывание не имеет места ни при волнистой, ни при гладкой футеровке и потому возможен только режим с перекачиванием. На «зональной диаграмме» (см. рис. 52) такому случаю соответствует любая изображающая точка, лежащая выше наклонной прямой MN .

Для мельницы с волнистой футеровкой (например, шаровые мельницы с решеткой) при значениях φ , больших 0,29, неизбежно подбрасывание шаров и режим может быть либо смешанным (при средних скоростях), либо чисто водопадным (при больших значениях ψ , порядка 70% и выше). На зональной диаграмме этому случаю отвечает любая точка, лежащая ниже прямой MN .

При гладкой футеровке заполнению $\varphi > 0,29$ может соответствовать несколько режимов шаровых мельниц (главным образом с центральной разгрузкой), а именно: если заполнение φ и относительная скорость ψ таковы, что на «зональной диаграмме» (см. рис. 53) изображающая точка лежит левее граничной кривой MK , то имеет место подбрасывание и режим будет смешанным; если точка окажется внутри треугольника MKN — подбрасывание исключено и режим будет некатарактным; наконец, если точка опустится ниже стороны KN зонального треугольника, то имеет место режим с интенсивным подбрасыванием — водопадный.

Что касается стержневых мельниц, то для них, во-первых, применяется только гладкая футеровка (или волнистая с уступами против хода, что в данном случае равноценно), а, во-вторых, скорость вращения ψ составляет около 60% от критической. Поэтому для стержневой мельницы возможен только режим с перекачиванием без подбрасывания.

Б. Мощность

Для вращения мельницы вхолостую (без шаров и руды) необходимо затратить на оси барабана мощность $N_{хол}$. По опытам ВТИ—ЦКТИ она зависит от размеров мельницы и скорости следующим образом [см. формулу 217].

$$N_{хол} = 3\sqrt{2} \sqrt{D} L \psi, \text{ квт.} \quad (223)$$

При загрузке шаров трение в подшипниках цапф увеличивается и потому требуется дополнительная мощность $N_{\text{доп}}$. Обозначая отношение веса шаровой загрузки к весу остальных вращающихся частей через $K_{\text{ш}}$, принимаем

$$N_{\text{доп}} = K_{\text{ш}} N_{\text{хол}}. \quad (224)$$

На приведение в движение мелющих тел расходуется полезная мощность N_0 .

Суммарная мощность на оси барабана

$$N_6 = N_{\text{хол}} + N_{\text{доп}} + N_0.$$

Потери в приводном механизме учитываются механическим к. п. д. η . В среднем $\eta = 0,8$.

Мощность на валу двигателя

$$N_{\text{в. дв}} = \frac{N_6}{\eta}.$$

Номинальная мощность двигателя

$$N_{\text{дв}} = K_{\text{уст}} N_{\text{в. дв}}.$$

Мощность, потребляемая из сети (электрическая),

$$N_3 = \frac{N_{\text{в. дв}}}{\eta_3} = EI \sqrt{3} \cos \varphi.$$

В. Мощность при быстрходном режиме с подбрасыванием (водопадный, катарактный)

Быстрходный режим с подбрасыванием (см. рис. 43 и 44) используется тогда, когда необходимо ударное действие шаров, т. е. в первой стадии измельчения, преимущественно в шаровых мельницах с решеткой.

По идее такой режим должен состоять только из двух фаз: кругового движения и полета по параболе (см. рис. 43). Кинематика и динамика движения шаров при этом режиме поддаются аналитическому расчету, разработанному в нескольких вариантах.

В общем виде полезная мощность выражается формулой (163):

$$N_0 = A \gamma_{\text{ш}} V \sqrt{D} S, \text{ квт},$$

где A — постоянная;

$$A = \frac{1000 \sqrt{2g}}{102 \cdot 6\pi} = 2,31 \text{ м}^{0,5} / \text{сек};$$

$\gamma_{\text{ш}}$ — объемный вес шаровой загрузки ($\gamma_{\text{ш}} \approx 4,6 \text{ т/м}^3$);

V — полезный объем мельницы (объем рабочего пространства), м^3 ;

D — внутренний диаметр (в свету), м ;

S — безразмерный коэффициент мощности, являющийся функцией коэффициента заполнения φ , относительной скорости ψ и отношения радиусов $K = \frac{R_2}{R_1}$.

Поскольку объем V пропорционален квадрату диаметра ($V = \frac{\pi D^2 L}{4}$), теоретическая формула (163), при прочих равных условиях, дает следующую зависимость N_0 от D и L :

$$N_0 \approx D^{2,5} L, \quad (225)$$

т. е. мощность пропорциональна диаметру, взятому в степени 2,5.

Безразмерный коэффициент мощности S в зависимости от метода расчета, принятого тем или иным исследователем, может быть выражен различным образом в функции ψ и K .

По упрощенной формуле Неронова (164), где учитывается только та энергия, которая расходуется на подъем шаров от точки падения до точки отрыва, этот коэффициент равен

$$S = S_h = \psi^3 [3(1 - K^4) - 2\psi^4(1 - K^6)].$$

В формуле Левенсона — Канторовича — Андреева (165), помимо работы на подъем, вводится поправка на полную кинетическую энергию, которой обладает шаровая загрузка в период кругового движения. Поэтому здесь коэффициент $S = S_{hv}$ состоит из двух слагаемых: $S = S_h + S_v$, где первое (S_h) имеет прежние значение:

$$S_{hv} = \psi^3 [3(1 - K^4) - 2\psi^4(1 - K^6)] + \frac{3}{8} \psi^3(1 - K^4).$$

Формула Девиса, исправленная Сиденко и Нероновым (167), выведена в предположении, что мощность расходуется только на неупругий удар падающих шаров (принимается, что коэффициент восстановления равен нулю); по этой теории потеря энергии определяется полупроизведением массы шара на квадрат полной относительной скорости (ω). По данному варианту

$$S = S_\omega = \psi^3 [6(1 - K^4) - 8\psi^4(1 - K^6) + 3\psi^8(1 - K^8)].$$

Наконец, по варианту, разработанному автором, принимается, что расход энергии определяется полупроизведением массы падающих шаров на квадрат радиальной слагающей скорости падения (u_n), так как энергия шаров, связанная с движением по касательной, в значительной своей части возвращается барабану и не требует компенсации со стороны двигателя. Если считать коэффициент восстановления равным единице¹, то (см. формулу 168)

$$S = S_h = \psi^7 \{16(1 - K^6) - \psi^4 [36(1 - K^8) - 28,8\psi^4(1 - K^{10}) + 8\psi^8(1 - K^{12})]\}.$$

Для расчетов вводится поправочный коэффициент $K = 0,95$, т. е. принимается (формула 169)

$$S = S_0 = 0,95S_n.$$

Входящее во все формулы отношение радиусов $K = \frac{R_2}{R_1}$ определяется по формуле Канторовича—Осецкого (115), связывающей параметры φ , α_1 и α_2 .

$$\varphi = \frac{1}{\pi \cos^2 \alpha_1} \left[(\pi - 2\alpha) \cos 2\alpha - \alpha + \sin 2\alpha + \frac{1}{4} \sin 4\alpha \right]_{\alpha=\alpha_2}^{\alpha=\alpha_1},$$

где α_1 — угол отрыва шаров внешнего слоя,
 α_2 — внутреннего.

Так как $\cos \alpha_1 = \psi^2$, а $\cos \alpha_2 = \frac{R}{R_1} = \psi^2 K$,

то
$$K = \frac{R_2}{R_1} = \frac{\cos \alpha_2}{\cos \alpha_1} = \frac{\cos \alpha_2}{\psi^2}.$$

Каждой паре заданных значений φ и ψ соответствует определенная величина K . Она может быть найдена по графику (рис. 56), построенному на основе формулы Канторовича — Осецкого (115), или по табл. 17.

Сопоставление результатов, вычисленных по четырем вариантам применительно к наиболее важному случаю $\varphi = 0,45$, показывает (см. рис. 60), что формула Девиса явно неверна, а формулы Левенсона — Канторовича — Андреева и Неронова дают противоречащий практике вывод о том, что в довольно широких пределах измерения скорости

¹ Если коэффициент восстановления не принимать равным единице, то вместо формулы (168) следует пользоваться формулой (159).

(от $\psi = 0,74$ до $\psi = 86$) коэффициент мощности остается практически на одном уровне. По этим основаниям, а также учитывая, что новый вариант автора (168) наиболее обоснован теоретически, в дальнейшем для сравнительных расчетов мы пользуемся только этим вариантом обобщенной теоретической формулы (163), введя в него поправку $K_{\psi} = 0,95$ (формулу 169).

Г. Мощность при тихом режиме без подбрасывания мелющих тел с одним лишь перекачиванием их (каскадный, некатарактный)

Этот режим (см. рис. 41) применяется в тех случаях, когда нет надобности в ударной работе шаров (стержней), а необходимо более осторожно истирающее их действие. Такой режим применяется, например, при сухом помолу клинкера в трубных мельницах (в цементной промышленности). В последнее время он стал внедряться на рудообогатительных фабриках для шаровых мельниц мокрого помола с центральной нагрузкой, предназначенных для доизмельчения промежуточных продуктов (сростков).

Для стержневых мельниц режим без подбрасывания является вообще единственно возможным (во избежание перекоса и запутывания стержней).

Для определения полезной мощности, потребляемой шаровой мельницей при этом режиме, может быть использована теоретическая формула (196), предложенная проф. С. Е. Андреевым (Ленинградский горный институт):

$$N_0 = A_{\gamma_m} V \sqrt{D} S_0, \text{ квт.}$$

где все обозначения прежние, а коэффициент мощности вычисляется по формуле (195)

$$S_0 = 2\psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \cdot \sin \Theta.$$

Здесь ψ — относительная скорость вращения, в долях критической; Ω — центральный угол, соответствующий шаровой загрузке при данном заполнении ψ (см. рис. 50);

Θ — угол поворота шаровой загрузки (см. рис. 46, 6).

Для того чтобы не вычислять коэффициент мощности S_0 по формуле (195), можно воспользоваться экспериментальным графиком Гау (см. рис. 61), определяющим эталонную мощность P (квт) для данных ψ и Θ , а затем найти S_0 из приближенного соотношения (199)

$$S_0 \approx \frac{P}{1,5}.$$

Ниже, в табл. 21 и 22, полученные таким способом расчетные данные занесены в графу «по Гау — Андрееву».

Менее точной следует считать эмпирическую формулу (201) Товарова

$$N_0 = 28,7V \sqrt{D} \psi \varphi^{0,8},$$

так как она не расчленяет общий расход на отдельные статьи.

Д. Мощность при смешанном режиме

В большинстве случаев на обогатительных фабриках рудные мельницы первой стадии работают с коэффициентом заполнения, близким к $\varphi = 0,45$, а относительная скорость составляет, как правило, 78—80% от критической. В этих условиях неизбежно частичное подбрасывание шаров, т. е. скоростной режим имеет смешанный характер; шары, прилегающие к периферии, движутся с небольшим подбрасыванием по

Таблица 21

Расчет мощности на валу двигателя для шаровых мельниц с решеткой (при заполнении $\varphi = 45\%$ и объемном весе шаров $\gamma_{ш} = 4,6 \text{ т/м}^3$ или $\frac{G}{V_{ш}} = \varphi \cdot \gamma_{ш} = 2,07 \text{ т/м}^3$)

Типоразмер	Номинальные размеры D и X , мм	Толщина футеровки Δ , мм	Расчетный диаметр в метрах D , м	Расчетный рабочий объем (при новой футеровке) V , м ³	Шаровая загрузка	Скорость вращения		Мощность, приведенная к валу двигателя, кет	Полезная мощность, расходуемая на работу шаров и отнесенная к валу двигателя N_0 , кет				Полная мощность на валу двигателя N , кет			
						принятая загрузка $G_{ш}$ (при $\varphi = 0,45$), т	φ (% от критической)		на холостой ход $N_{хол}$	на допустимые потери** $N_{доп}$	общенная формула $\frac{2,31}{0,8} \times \gamma_{ш} V D S$	по Гауссу	теоретическая формула авт. (169)	по расчетной формуле Аврора (169)	по теоретической формуле Аврора (169)	по расчетной формуле Аврора (169)
МШР-9-9	900 × 900	50	0,8	0,45	0,9	40	84	3,6	1,0	5,3S	5,8	5,7	4,9	10,4	10,3	9,6
МШР-12-12	1200 × 1200	50	1,1	1,12	2,3	35	87	5,8	1,5	15,3S	17,3	16,0	16,8	24,6	23,3	24,4
МШР-15-16	1500 × 1600	75	1,35	2,24	4,6	30	82,5	8,0	4,0	35S	38,0	38,0	36,5	50,0	50,0	48,5
МШР-21-15	2100 × 1500	100	1,9	4,3	9,0	24,4	80,0	8,8	3,5	79S	82,5	83,7	80,5	95	96	93
МШР-21-22	2100 × 2200	100	1,9	6,3	13,0	24,6	80,5	13,0	5,2	115S	121	123	118,8	139	141	137
МШР-27-21	2700 × 2100	100	2,5	10,4	21,0	21	78,5	13,8	6,9	219S	223	224	221,1	244	245	242
МШР-27-27	2700 × 2700	100	2,5	13,2	27	21	78,5	17,8	8,9	278S	284	284	284,1	311	311	311
МШР-32-31	3200 × 3100	100	3,0	22,0	45	19,8	81	23	14	505S	537	545	534	574	582	571
МШР-36-40	3600 × 4000	120	3,36	35,5	74	18,0	79	31	19	865S	890	900	896	940	950	946
МШР-36-50	3600 × 5000	120	3,36	45,0	93	18,0	79	39	23	1100S	1133	1140	1117	1195	1202	1180
МШР-40-50	4000 × 5000	120	3,76	56,0	116	17,36	80	41	25	1440S	1520	1530	1515	1586	1596	1581
МШР-45-50	4500 × 5000	120	4,26	71,0	147	16,5	80	44	26	1950S	2040	2060	2064	2110	2130	2134

* Запасом допущена ошибка в определении веса шаровой загрузки.

** Для мельниц с № 9-9 по 15-16 принято $K_{ш} = \frac{N_{доп}}{N_{хол}} = 0,25$; для 21-15 и 21-22 $K_{ш} = 0,4$; для 27-21 и 27-27 $K_{ш} = 0,5$ и для пяти остальных $K_{ш} = 0,6$.

параболическим траекториям, а шары внутренних слоев — перемещаются главным образом перекачиванием (см. рис. 42). И те и другие располагаются слоями, образующими замкнутые контуры, по которым и происходит непрерывная циркуляция шаров.

Теоретические формулы для смешанного режима не разработаны, предложен лишь ряд эмпирических. Таковы формулы: Бланка (203) — (204), Левенсона (206) — (207), Таггарта (213) и полутеоретические ВТИ — ЦКТИ. Последние следует считать наиболее близкими к реальным условиям.

Формула (217) ВТИ — ЦКТИ для определения мощности холостого хода следующая:

$$N_{\text{хол}} = 3\sqrt{2}V\bar{D}L\phi.$$

Для суммы полезной мощности (N_0) и дополнительной ($N_{\text{доп}}$), т. е. $N_{\text{ш}} = N_0 + N_{\text{доп}}$, по нормам ВТИ — ЦКТИ имеем (по формуле 222)

$$N_{\text{ш}} = 3,3\sqrt{2}\gamma_0 D^{2,5} E\phi^{0,9}\phi, \text{ квт},$$

где $\gamma_0 = 4,9 \text{ т/м}^3$ — объемный вес рудно-шаровой загрузки (шары и пульпа), а остальные обозначения — прежние.

Для того чтобы разделить $N_{\text{ш}}$ на два слагаемых, определяем $N_{\text{доп}}$ по уравнению (224):

$$N_{\text{доп}} = K_{\text{ш}}N_{\text{хол}}.$$

а затем вычитаем полученную величину из $N_{\text{ш}}$, тогда

$$N_0 = N_{\text{ш}} - N_{\text{доп}}. \quad (226)$$

Для смешанного режима можно также пользоваться методом Гау — Андреева.

§ 36. Мощность двигателей стандартных мельниц

А. Шаровые мельницы с решеткой

В табл. 21 приведены результаты расчета мощности на валу двигателя ($N_{\text{в. дв.}}$) по приведенным выше формулам. При этом механический к. п. д. $\eta = 0,8$ введен непосредственно во все формулы для того, чтобы избежать вычислений промежуточной величины $N_б$.

Что касается расчета полезной мощности по формуле ВТИ — ЦКТИ, то она вычислена в этом случае по разности $N_0 = N_{\text{ш}} - N_{\text{доп}}$, как указывалось выше [см. формулу (226)].

В табл. 21 обращает на себя внимание близость конечных результатов, полученных по трем различным методам.

Таблица 22

Сравнение расчетной и паспортной мощности двигателей для шаровых мельниц с решеткой (при $\phi = 0,45$, $\gamma_{\text{ш}} = 4,6 \text{ т/м}^3$; $\eta = 0,8$ и $K_{\text{уст}} = 1,1$)

Типоразмер	Номинальные размеры $D \times L$	Расчетный рабочий объем $V, \text{ м}^3$	Скорость вращения, принятая заводом $n, \text{ об/мин}$	Номинальная мощность двигателя $N_{\text{дв}}, \text{ квт}$				
				паспортная	предельная (по размерному ряду и ГОСТу*)	рассчитанная по Гау — Андрееву	рассчитанная по формуле автора (169)	рассчитанная по формулам ВТИ — ЦКТИ (217) — (219)
МШР-9-9	900 × 900	0,45	40	14	13	11,4	11,3	10,5
МШР-12-12	1200 × 1200	1,12	35	28	30	27,1	25,6	26,8
МШР-15-16	1500 × 1600	2,24	30	55	55	55	55	54
МШР-21-15	2100 × 1500	4,3	24,4	125	130	105	108	102
МШР-21-22	2100 × 2200	6,3	24,6	160	160	153	155	151
МШР-27-21	2700 × 2100	10,4	21	300	300	268	270	266

Типоразмер	Номинальные размеры $D_H \times L$	Расчетный рабочий объем $V, м^3$	Скорость вращения принятая заводом $n, об/мин$	Номинальная мощность двигателя $N_{дв}, квт$				
				паспортная	предельная (по размерному ряду и ГОСТу*)	рассчитанная по Гау-Андрееву	рассчитанная по формуле автора (169)	рассчитанная по формулам ВТИ-ЦКТИ (217) — (219)
МШР-27-27	2700×2700	13,2	21	380	380	342	342	342
МШР-32-31	3200×3100	22,0	19,8	600	630	631	640	628
МШР-36-40	3600×4000	35,5	18,0	1100	1000	1035	1045	1041
МШР-36-50	3600×5000	45	18,0	1250	1250	1315	1322	1298
МШР-40-50	4000×5000	56	17,36	1700	1600	1745	1756	1739
МШР-45-50	4500×5000	71	(16,5)	—	—	2321	2343	2347

* Двигатели соответствуют новому ГОСТу, которым предусматривается, что мощности удовлетворяют десятому нормальному ряду предпочтительных чисел в машиностроении.

Характерно постепенное убывание доли мощности на холостой ход и на дополнительное трение по мере увеличения размеров мельницы.

В табл. 22 приведено сравнение вычисленной по разным методам установочной мощности двигателя с паспортной и принятой в ГОСТ 10141—62 [24]. Графически результаты расчета представлены на рис. 65, где ломаная 1 нанесена по цифрам предпоследней графы табл. 22. Крестиками обозначены двигатели, поставляемые заводами-изготовителями.

В общем, согласие цифр следует признать вполне удовлетворительным. В двух случаях наблюдается недостаточная паспортная мощность: для мельницы 3200 × 3100 при повышенном числе оборотов (19,8 об/мин) необходим несколько больший двигатель (630 вместо 600 квт). Это учтено ГОСТом. То же относится к мельницам 3600 × 5000 и 4000 × 5000, для которых двигатели будут на пределе или даже перегружены.

Наконец, для вновь проектируемой мельницы 4500 × 5000 желателен двигатель 2500 квт, как стандартный, ближайший к расчетному 2350 квт.

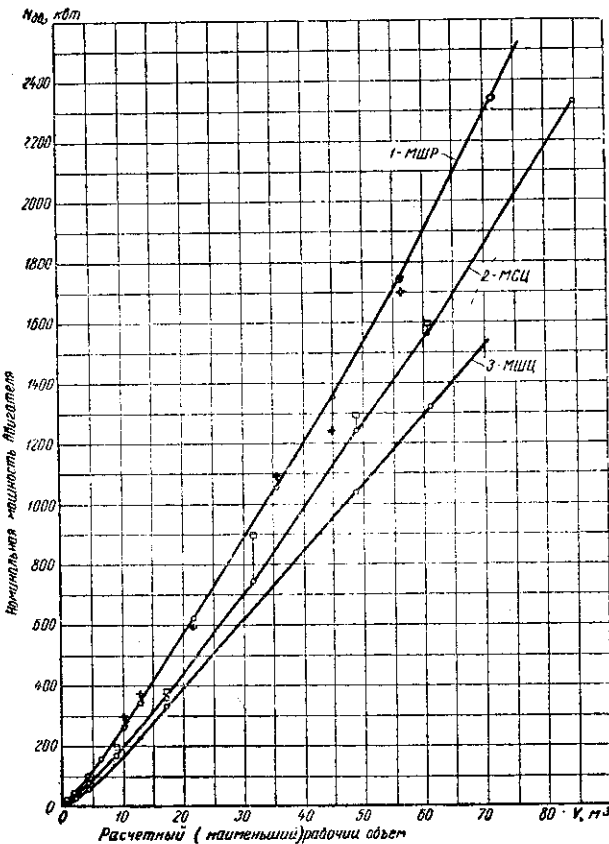


Рис. 65. Зависимость мощности двигателей от рабочего объема шаровых и стержневых мельниц:

1 — шаровые с решеткой; 2 — стержневые; 3 — шаровые с центральной разгрузкой (при повышенном заполнении $\varphi = 0,30$)

Б. Зависимость мощности от коэффициента заполнения

Вообще говоря, можно считать, что потребляемая мельницей мощность есть степенная функция коэффициента заполнения:

$$\frac{N_1}{N_2} = K_\varphi \times \left(\frac{\varphi_1}{\varphi_2}\right)^n. \quad (227)$$

Различными исследователями принимается разное значение показателя степени n в формуле (227). Наибольшее ($n = 0,9$) принято в формулах ВТИ — ЦКТИ; величина $n = 0,8$ соответствует формулам, принятым в цементной промышленности; если проанализировать график Хукки (см. рис. 62), то окажется, что $n \approx 0,7$; графику Гау (рис. 61) соответствует $n \approx 0,5$ и, наконец, в лабораторной мельнице УЗТМ получено $n = 0,45$ (см. рис. 63).

Это различие экспериментальных данных не может быть объяснено только неизбежной разбросанностью опытных точек, а имеет, по нашему мнению, основание в том, что влияние заполнения связано с диаметром мельницы, т. е. n зависит от D .

Сравнивая отношение мощностей $K_\varphi = \frac{N_{30}}{N_{45}}$, потребляемых при заполнении 30 и 45%, получаем по формуле (227) следующие коэффициенты перехода (табл. 23). Отсюда видно, что если при $\varphi = 0,45$ мощ-

Таблица 23

Снижение потребляемой мощности при уменьшенном заполнении

Мощность при заполнении $\varphi = 0,45$	1	1	1	1	1
Показатель степени n в формуле (227)	0,9	0,8	0,7	0,5	0,45
Мощность при заполнении $\varphi = 0,30$ (Коэффициент K_φ)	0,70	0,72	0,75	0,82	0,84
Данные	ВТИ—ЦКТИ Большие мельницы	Товарова	Хукки	Гау Малые мельницы	УЗТМ

ность, вычисленная по формулам ВТИ—ЦКТИ и Гау, совпадает, то при пересчете по тем же формулам на заполнение $\varphi = 0,30$ получим уже расходящиеся значения: мощность, найденная по графику Гау (или формуле проф. С. Е. Андреева), составит 82% от начальной, в то время как по формулам ВТИ — ЦКТИ — только 70% (см. табл. 23). Следовательно, первая будет выше на $100 \frac{82-70}{70} = 17\%$ относительных. Подробные расчеты подтверждают сказанное. Отсюда можно сделать вывод, что теория некатарактного режима, развитая проф. С. Е. Андреевым и подтверждаемая опытами Гау, еще не полностью учитывает все факторы. По этим причинам при расчете мощности двигателя для мельниц с малым заполнением мы пользуемся только формулами ВТИ—ЦКТИ (см. табл. 24).

В. Шаровые мельницы с центральной разгрузкой

Эти мельницы применяются главным образом для второй или третьей стадии измельчения, а чаще всего — для доизмельчения промежуточных продуктов. Действие шаров должно быть здесь не ударным, а истирающим, и потому режим — некатарактным. С этой целью здесь используется гладкая футеровка, а заполнение принимается равным около $\varphi = 0,36$. Соответствующая этой величине φ мощность на валу двигателя, вычисленная по формулам ВТИ — ЦКТИ, и установочная мощность приведены в табл. 24.

Расчет мощности двигателя и шаровой загрузки для шаровых мельниц с центральной загрузкой (при коэффициенте заполнения $\varphi = 0,36$, объемном весе шаров $\gamma_{ш} = 4,6 \text{ т/м}^3$ или удельной загрузке $\frac{G}{V} = \varphi \gamma_{ш} = 1,65 \text{ т/м}^3$)

Типоразмер	Номинальные размеры $D \times H \times L, \text{ мм}$	Расчетный диаметр в свету $D, \text{ м}$	Рабочий объем		Скорость вращения по паспорту или по ГОСТу		Мощность на валу двигателя по формулам ВТИ — ЦКТИ, кВт			Номинальная мощность двигателя $N_{дв}, \text{ кВт}$			Шаровая загрузка		Примечание по поводу рекомендуемой шаровой загрузки
			номинальный по ГОСТу, м^3	расчетный (три новых футеровки), м^3	$n, \text{ об/мин}$	в % от критической φ	на холостом ходу $\frac{N_{хол}}{\eta}$	на движущие шары (включая $N_{доп}$) $\frac{N_{ш}}{\eta}$	полная мощность $N, \text{ в. дв.}$	паспортная (по данным заводов)	предельная по ГОСТу	расчетная по формуле ВТИ — ЦКТИ (при $\varphi = 0,36$) $\frac{N_{ш}}{\eta} = 4,6 \frac{G_{ш}}{V}$	расчетная по формуле ВТИ — ЦКТИ (при $\varphi = 0,36$) $\frac{N_{ш}}{\eta} = 4,6 \frac{G_{ш}}{V}$	заводом	
МШЦ-9-18	900 × 1800	0,8	1	0,9	42	89	7,6	10,2	17,8	20	22	20	1,5	1,6	
МШЦ-12-24	1200 × 2400	1,1	2,5	2,3	35	87	11,6	29,2	40,8	—	55	45	3,7	—	
МШЦ-15-31	1500 × 3100	1,35	4,0	4,5	30	82,5	15,8	60,0	75,8	100	100	84	7,5	8	
МШЦ-21-30	2100 × 3000	1,90	8	8,6	24	78,15	17,2	130,0	147,2	—	200	162	14,0	—	
МШЦ-27-36	2700 × 3600	2,5	16	17,5	21	78,5	23,8	310,0	334,0	380	400	368	28,0	37	Заводом допущена ошибка*
МШЦ-32-45	3200 × 4500	3,0	32	32	19,8	81,0	33,5	626,0	660,0	—	800	725	53,0	—	
МШЦ-36-55	3600 × 5500	3,36	50	49	18,2	79,0	42,5	1000	1042,0	1250	1250	1150	181,0	106	Заводом допущена ошибка*
МШЦ-40-50	4000 × 5000	3,76	63	61	17,36	80,0	45,0	1330	1375,0	1600	1600	1510	100,0	—	
МШЦ-45-60	4500 × 6000	4,26	80	85	16,0	80,0	54,0	1950	2004,0	—	—	2240	140,0	—	

* Рекомендуемая заводом шаровая загрузка относится к заполнению $\varphi = 0,46$ и не соответствует паспортной мощности двигателя.

Результаты расчета графически представлены на рис. 65 в виде ломаной 2 (двигатели для мельниц МШЦ и стержневых МСЦ ГОСТом унифицированы).

Если необходимо, чтобы мельница МШЦ работала в некатарактном режиме с пониженным заполнением ($\varphi = 0,30$), возможна установка не унифицированного двигателя, а ближайшего стандартного меньшего (см. ломаную 2 рис. 65).

Г. Стержневые мельницы

Хотя нормы ВТИ — ЦКТИ относятся только к шаровым мельницам тем не менее нет никаких оснований для отказа от пользования формулами ВТИ — ЦКТИ при расчете мощности двигателей и для стержневых мельниц.

В табл. 25 приведен такого рода расчет, причем фактический средний объемный вес стержней принят нами $\gamma_c = 6,6 \text{ т/м}^3$, а номинальный, с учетом наличия рудной пульпы, $\gamma_0 = 6,9 \text{ т/м}^3$, где разница $0,3 \text{ т/м}^3$ сохранена такой же, как и для шаровых мельниц по нормам ВТИ — ЦКТИ.

Коэффициент заполнения принят $\varphi = 0,35$ (а $\varphi^{0,9} = 0,35^{0,9} = 0,39$); относительная скорость вращения — по паспортным данным; механический к. п. д. приводного механизма, как и для шаровых мельниц — $\eta = 0,8$.

В табл. 25 расчетная мощность двигателя (при $K_{уст} = 1,1$) дается в сопоставлении с паспортной. Во всех случаях, за исключением МСЦ-32-45, согласие цифр хорошее. В двигателе для стержневой мельницы 3200×4500 , по-видимому, заводом-изготовителем допущена ошибка — мощность заметно завышена. Этот факт подтверждается замерами, произведенными на фабрике НКГОК бригадой Механобра: установлен двигатель 900 кВт , но при стержневой загрузке около 60 т потребляемая из сети ваттная мощность составляла около 600 кВт , что соответствует расчету, так как при загрузке 74 т электрическая мощность должна быть $N_э = \frac{N_{в. д. в}}{\eta_э} = \frac{680}{0,92} = 740 \text{ кВт}$ (см. табл. 25).

Графически результаты расчета иллюстрируются ломаной 2 на рис. 65.

Из сопоставления табл. 24 и 25 видно, что ГОСТом унифицируются предельные мощности двигателей для моделей МШЦ и МСЦ, что, однако, не служит препятствием заказывать для мельниц МШЦ двигатель меньшей мощности. Так, например, если желательно, чтобы шаровая мельница с центральной разгрузкой МШЦ-36-55 размерами $3600 \times 5500 \text{ мм}$ работала в некатарактном режиме с заполнением $\varphi = 0,30$ (или $G_{ш} = 68 \text{ т}$), то возможна установка не максимального двигателя 1250 кВт , а ближайшего стандартного меньшего $N_{дв} = 100 \text{ кВт}$ (ср. табл. 24).

То же относится и к вновь проектируемой мельнице МШЦ-40-50: при некатарактном режиме и заполнении $\varphi = 0,28$ для нее достаточен двигатель $N_{дв} = 1250 \text{ кВт}$ (см. ломаную 3, рис. 65), в то время как при $\varphi = 0,36$ ($G_{ш} = 100 \text{ т}$) будет полностью использован предельный двигатель 1600 кВт (табл. 24).

Что касается предусмотренных ГОСТ 10141—62 двигателей для стержневых мельниц, то они практически совпадают с расчетными, как это видно из табл. 25 и рис. 65.

§ 37. Максимальная мощность и наивыгоднейшая скорость вращения мельницы

Производительность барабанной мельницы тем выше, чем больше затрачиваемая на движение шаров полезная мощность (N_0), поэтому при прочих равных условиях наибольшая производительность мельницы

Таблица 25
 Расчет мощности двигателя и стержневых мельниц для стержневых мельниц (при заполнении стержнями $\varphi = 0,35$, объемном весе стержней $\gamma_c = 6,6 \text{ т/м}^3$ или удельной стержневой нагрузке $\frac{G_c}{V} = 2,3 \text{ т/м}^3$)

Типоразмер	Номинальные размеры $D_n \times L, \text{ мм}$	Расчетный диаметр в свету, $D, \text{ м}$	Расчетный рабочий объем (при новой футеровке) $V, \text{ м}^3$	Скорость вращения по паспорту		Мощность на валу двигателя по формулам ВТИ—ЦКТИ, квт			Номинальная мощность двигателя $N_{\text{дв}}, \text{ квт}$			Стержневая нагрузка, т		Примечание по поводу принятой заводской нагрузки
				$n, \text{ об/мин}$	$\epsilon, \%$	на холостой ход $N_{\text{хол}} = \frac{3 \sqrt{2}}{0,8} \sqrt{D L \varphi}$	на движение стержней (включая $N_{\text{доп}}$) $\frac{N_c}{\eta}$	полная мощность $N_{\text{в. дв}} = \frac{N_{\text{хол}}}{\eta} + \frac{N_c}{\eta}$	паспортная	предельная по ГОСТУ	рассчитанная по формулам ВТИ—ЦКТИ (при $K_{\text{уст}} = 1,1$)	рассчитанная (при $\varphi = 0,35$ и $\gamma = 6,6 \text{ т/м}^3$) или $\frac{G_c}{V} = 2,3 \text{ т/м}^3$)	принятая в паспорте завода	
МСЦ-9-18	900 × 1800	0,8	0,9	33	70	6,0	11,2	17,2	20	22	19	2,1	2,2	Заводом допущена ошибка*
МСЦ-12-24	1200 × 2400	1,1	2,3	28	69	9,2	33,0	42,2	40	55	46	5,3	5,5	
МСЦ-15-31	1500 × 3100	1,35	4,5	25	69	13	71	84	100	100	92	10,3	11,9	
МСЦ-21-30	2100 × 3000	1,9	8,6	16,5	54	12	128	140	200	200	152	20,0	24	
МСЦ-27-36	2700 × 3600	2,5	17,5	15,6	58,5	18	324	342	380	400	376	40	44	
МСЦ-32-45	3200 × 4500	3,0	32	14,6	60	25	655	680	900—1070	800	750	74	75	
МСЦ-36-55	3600 × 5500	3,36	49	13,6	60	32	1070	1132	1300	1250	1245	113	142	
МСЦ-40-55	4000 × 5500	3,76	61	12,9	60	34	1400	1434	1650	1600	1580	140	190	
МСЦ-45-60	4500 × 6000	4,26	85	12,5	60	39	2100	2140	—	—	2350	195	—	

* Рекомендуемая заводом стержневая нагрузка определена при нереальном заполнении $\varphi=0,42$ и не соответствует мощности двигателя.

достигается тогда, когда мельница потребляет максимальную полезную мощность. Скорость вращения, соответствующую такому максимуму, принято поэтому считать оптимальной. Она может быть определена аналитически, если известна зависимость мощности от скорости вращения.

А. Теоретический расчет для режима с подбрасыванием

Если ограничиться только шарами какого-либо одного дугового слоя радиуса R , то легко определить условия, при которых кинетическая энергия шара в момент падения достигает своего максимума, пользуясь уравнением (145) для полной скорости u в точке удара:

$$u = v \sqrt{9 - 8 \cos^2 \alpha}.$$

Кинетическая энергия шара будет

$$E = \frac{mu^2}{2} = \frac{mv^2}{2} (9 - 8 \cos^2 \alpha). \quad (228)$$

Но линейная скорость барабана $v = \omega R = \psi \omega_{кр} K R_1$; кроме того, по формуле (73) $\cos \alpha = K \psi^2$. Отсюда

$$E = \frac{1}{2} m \psi^2 \omega_{кр}^2 K^2 R_1^2 (9 - 8 K^2 \psi^4). \quad (229)$$

Например, для шара наружного слоя ($K = 1$) при критической скорости вращения ($\psi = 1$) кинетическая энергия в момент падения равна

$$E_1 = \frac{1}{2} m \omega_{кр}^2 R_1^2 = \frac{mgR_1}{2}. \quad (230)$$

Для шаров внутренних слоев при некоторых условиях энергия может быть и больше, чем для наружных. Действительно, дифференцируя уравнение (229) по параметру K и приравнявая нулю производную $\frac{dE}{dK}$, найдем

$$K^2 (-16K\psi^4) + (9 - 8K^2\psi^4) \cdot 2K = 0,$$

откуда

$$K_{\text{опт}} = \frac{3}{4\psi^2}. \quad (231)$$

Например, при критической скорости ($\psi = 1$) максимальную кинетическую энергию при ударе имеет шар, находящийся в слое радиусом $R = K_{\text{опт}} R_1 = \frac{3}{4} R_1$.

Если ограничиться только шарами наружного слоя ($K = 1$), то скорость, при которой энергия в момент удара максимальна, найдем, дифференцируя уравнение (229) по параметру ψ и приравнявая производную $\frac{dE}{d\psi}$ нулю:

$$\psi^2 (-32\psi^2) + 2\psi (9 - 8\psi^4) = 0,$$

отсюда

$$\psi_{\text{опт}} = \sqrt[4]{\frac{3}{8}} = 0,78. \quad (232)$$

Следовательно, для шаров наружного слоя скорость вращения, равная 78% от критической, обеспечивает наибольшую кинетическую энергию при их падении (если базироваться на гипотезе о двухфазном цикле режима с подбрасыванием). Для других слоев наимыгоднейшая скорость может быть и большей.

Переходя к шаровой загрузке в целом, необходимо вести анализ применительно к различным вариантам обобщенной теоретической формулы (163) для режима с подбрасыванием

$$N_0 = A\gamma_{ш}V\sqrt{D}S,$$

в которой S — некоторая функция φ и ψ .

Параметры $\gamma_{ш}$, V и D — являются для мельницы данных размеров постоянными; переменными будут лишь φ и ψ . Следовательно, изменение мощности определяется изменением множителя S . Эта безразмерная величина, которая выше была названа коэффициентом мощности, равна

$$S = \frac{N_0}{A\gamma_{ш}V\sqrt{D}}. \quad (233)$$

Ее можно вычислить с помощью одной из формул (164) — (170). Тем или иным значениям коэффициента заполнения и относительной скорости будут соответствовать различные значения коэффициента S .

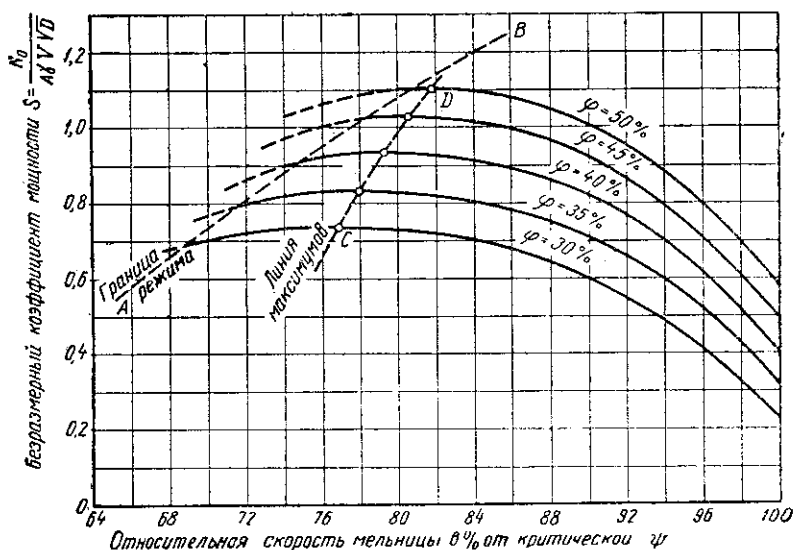


Рис. 66. Зависимость коэффициента мощности мельницы по формуле проф. Н. П. Неронова от ее скорости

Это показано на графике (рис. 66), для построения которого принято значение $S = S_h$ по формуле Неронова (164). Каждая из кривых $\varphi = \text{const}$ имеет некоторый максимум, которому соответствует та или иная абсцисса $\psi_{\text{опт}}$. На рис. 66, помимо граничной кривой AB , нанесена кривая CD , соединяющая все максимумы.

Подробный анализ формул Н. П. Неронова [25] приводит к значениям $\psi_{\text{опт}}$, помещенным в табл. 26.

Таблица 26

Расчетная оптимальная скорость

Оптимальная скорость (в процентах от критической) $\psi_{\text{опт}}$	Коэффициент заполнения φ , %				
	30	35	40	45	50
По формуле Неронова	75,8	78,0	79,4	80,4	81,9
По формуле Канторовича—Андреева .	78	79	80	82	84

График функции S , построенный применительно к формуле Левенсона — Канторовича — Андреева (165), имеет совершенно такой же вид, как и на рис. 66. Отличие состоит лишь в том, что кривая, соединя-

ющая максимумы, сдвинута вправо примерно на 2—3%, как это видно из табл. 26, где в последней строке приведены значения $\psi_{\text{опт}}$ по Анд-реву [13].

Вместе с тем опытами ВТИ — ЦКТИ, Гау, Хукки и УЗТМ, как уже указывалось, установлено отсутствие максимумов при $\psi \leq 80\%$. Поэтому следствие теоретической формулы Н. П. Неронова, которое приводит к максимуму при $\psi < 80\%$, не соответствует практическим данным. То же относится ко всем другим вариантам обобщенной формулы. Особенно наглядно это было проиллюстрировано кривыми рис. 60 применительно к наиболее важному для практики частному случаю $\varphi = 0,45$. Все теоретические кривые катарактного режима имели некоторый максимум, в то время как опыт этого не подтверждал.

Б. Некатарактный и смешанный режим

По режиму без подбрасывания имеется только одна теоретическая формула Андреева (196). Анализ характера изменения коэффициента мощности $S = S_0$ показывает, что при малых значениях φ ($\varphi < 0,40$) не имеет максимума вплоть до критической скорости $\psi = 100\%$. Вообще график для S_0 совпадает с графиком Гау для P , так как S_0 и отличается от P только масштабом ($S_0 \approx \frac{P}{1,5}$). Поэтому характер изменения S_0 с качественной стороны дает рис. 61, согласно которому при $\varphi = 0,40$ максимум коэффициента мощности отвечает критической скорости $\psi = 100\%$. При $\varphi = 0,45$ максимум соответствует $\psi_{\text{опт}} = 95\%$, а при заполнении $\varphi = 0,50$, будет $\psi_{\text{опт}} = 92\%$ [26].

Почти полностью совпадающие результаты дают испытания Хукки [27], графически изображенные на рис. 62.

Наконец, указанные соотношения полностью подтвердились новейшими исследованиями научно-исследовательского института при Урал-машзаводе (см. рис. 63). На основании всех этих экспериментальных данных можно констатировать: при заполнении $\varphi \leq 0,35$ мощность достигает максимума за пределами критической скорости; если $\varphi = 0,40$, то максимум совпадает с $\psi = 100\%$; при $\varphi = 0,45$ будет $\psi_{\text{опт}} = 95\%$ и лишь при заполнении $\varphi = 0,50$ максимум мощности соответствует примерно скорости $\psi_{\text{опт}} \approx 92\%$.

Подтверждением сказанному может служить практика работы Кировской апатито-нефелиновой фабрики АНОФ [28], на которой шаровые мельницы (с решеткой) внутренним диаметром $D = 2210$ мм и длиной $L = 3050$ мм (объем $V = 11,7$ м³) работали (в замкнутом цикле с речным классификатором) при трех скоростях: $n_1 = 20$, $n_2 = 22,5$ и $n_3 = 27$ об/мин. Критическое число оборотов мельницы (при $D = 2,21$ м) равно $n_{\text{кр}} = \frac{42,3}{\sqrt{2,21}} = 28,4$ об/мин. Отсюда относительная скорость составляла соответственно: $\psi_1 = 70,4\%$, $\psi_2 = 79\%$ и $\psi_3 = 95\%$.

Во всех случаях вес шаров принимался $G_{\text{ш}} = 19,5$ т, коэффициент заполнения $\varphi = 0,36$. Расход мощности был равен соответственно: $N_1 = 168$ квт, $N_2 = 184$ квт и $N_3 = 240$ квт [28].

Таким образом, при изменении относительной скорости в довольно широких пределах — от 70 до 95% — потребляемая из сети мощность непрерывно и плавно возрастала почти прямо пропорционально коэффициенту скорости ψ (некоторое отступление от прямой пропорциональности можно объяснить изменением $\cos \varphi$ двигателя при разных его нагрузках, а также изменению типа самого двигателя (в период испытаний). Никакого максимума кривая $N = f(\psi)$ не обнаруживает. Это вполне соответствует графику А. Гау, согласно которому при $\varphi = 0,36$ максимум мощности должен был бы приходиться на скорость только $\psi = 105\%$ от критической (экстраполяция).

От «механического оптимума» скорости ($\psi_{\text{опт}} = 95\%$ при $\varphi = 0,45$) следует отличать «экономический оптимум», определяемый наименьшими удельными затратами на эксплуатацию. При большой относительной скорости вращения (свыше $\psi = 90\%$) наблюдается повышенный износ футеровки, что и заставляет ограничивать скорость сравнительно низкими пределами: $\psi = 78-84\%$.

В. Удельный расход энергии

Для удобного сопоставления всех данных, относящихся к мельницам разных размеров, необходимо привести их к некоторым единообразным показателям: φ_0 и ψ_0 . В качестве таковых можно принять следующие «стандартные» (условные) величины: для коэффициента заполнения — $\varphi_0 = 0,45$, а для относительной скорости — $\psi_0 = 0,80$ (или 80%). Соответствующую им мощность будем считать «приведенной».

Если мощность на валу двигателя, рассчитанная для некоторого заполнения φ , отличного от 45% , и некоторой скорости ψ , отличающейся от 80% , равна $N_{В. ДВ}$, то «приведенная» мощность найдется из соотношения

$$N_{\text{пр}} = N_{В. ДВ} \left(\frac{0,45}{\varphi} \right) \left(\frac{80}{\psi} \right). \quad (234)$$

Для перехода к мощности, потребляемой из сети, как обычно, вводим электрический к. п. д. двигателя η_s . Тогда приведенная потребляемая из сети мощность будет

$$N_{э. пр} = \frac{N_{В. ДВ}}{\eta_s} \frac{0,45}{\varphi} \cdot \frac{80}{\psi}. \quad (235)$$

Наконец, разделив полученную величину на объем V , переходим к такому энергетическому показателю, ($P_{э. пр}$), как приведенная удельная потребляемая из сети мощность:

$$P_{э. пр} = \frac{N_{э. пр}}{V}, \text{ квт/м}^3. \quad (236)$$

Во всех дальнейших расчетах принимаем за основу формулу ВТИ—ЦКТИ, согласно которой мощность на валу двигателя равна

$$N_{В. ДВ} = \frac{3V\sqrt{2}}{\eta} \sqrt{D} L \psi + \frac{3,3V\sqrt{2}}{\eta} D^{2,5} L \gamma_0 \psi \varphi^{0,9},$$

где механический к. п. д. $\eta \approx 0,8$.

Принимая в последнем уравнении $\varphi = 0,45$ и $\psi = 0,80$ и подставляя в равенства (235) и (236), находим значения показателя $P_{э. пр}$ (при $\gamma_0 = 4,9 \text{ т/м}^3$):

$$P_{э. пр} = 5,9 \sqrt{D} \left[\frac{1}{D_0^2} + 2,64 \right], \text{ квт/м}^3. \quad (237)$$

Соответствующие этой формуле значения показателя $P_{э. пр}$ даны в табл. 27.

Переходя к производительности мельницы, ведем расчет на руду повышенной крепости, типа джезказганской медной или норильской медно-никелевой и т. д.

При работе на такой руде мельница 3200×3100 объемом $V = 22 \text{ м}^3$ при $\varphi = 0,45$ и $\psi = 0,80$ развивает часовую производительность по вновь образованному мелкому классу минус $0,074 \text{ мм}$ около 24 т/ч . Этому соответствует удельная производительность (на единицу объема) $q_{74} = 1,1 \text{ т/м}^3$.

Известно, что удельная производительность при прочих равных условиях прямо пропорциональна корню квадратному из диаметра:

$$q_{74} = K \sqrt{D}. \quad (238)$$

Подставляя сюда $q_{74} = 1,1 \text{ т/м}^3$ и $D = 3 \text{ м}$, находим коэффициент пропорциональности (для данной руды): $K = 0,635$; отчего предыдущее равенство дает

$$q_{74} = 0,635 \sqrt{D} \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.} \quad (239)$$

Значения показателя q_{74} приведены в табл. 27.

Таблица 27

Удельная мощность, производительность и расход энергии в шаровых мельницах с решеткой

Показатели	Номинальный диаметр $D_{н}$, мм											
	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600	4000	4500	5000	6000	∞
Диаметр в свету, D , м	0,8	1,1	1,35	1,9	2,5	3,0	3,36	3,76	4,26	4,7	5,7	—
Приведенная удельная потребляемая из сети мощность $P_{э. пр}$ по формуле (237), квт/м^3 . .	20,1	21,5	21,8	23,9	26,1	28,0	29,9	31,0	32,9	33,9	37,0	—
Удельная производительность по вновь образованному классу $<0,074 \text{ мм}$ по формуле (239) q_{74} , $\text{т/м}^3 \cdot \text{ч}$. .	0,57	0,67	0,74	0,89	1,0	1,10	1,18	1,23	1,31	1,36	1,50	—
Удельный расход энергии (потребляемой из сети) на 1 т вновь образованного класса $<0,074 \text{ мм}$ \mathcal{E} , $\text{квт} \cdot \text{ч/т}$. .	38,8	32,2	29,5	26,8	26,1	25,5	25,3	25,2	25,1	24,9	24,7	24,5
То же, в процентах к минимуму, %	158	129,3	120,0	109,4	106,5	104,0	103,3	102,9	102,4	101,6	100,8	100,0

Для оценки расхода энергии вводим новый параметр — расход энергии на одну тонну вновь образованного:

$$\mathcal{E} = \frac{P_{э. пр.}}{q_{74}}, \text{ квт} \cdot \text{ч/т.} \quad (240)$$

Соответствующие значения показателя \mathcal{E} также приведены в табл. 27.

В рассматриваемом случае, на основании уравнений (237) и (239), удельный расход энергии выразится дробью

$$\mathcal{E} = \frac{5,9 \sqrt{D} \left(\frac{1}{D^2} + 2,64 \right)}{0,635 \sqrt{D}}$$

или уравнением

$$\mathcal{E} = 9,3 \left(\frac{1}{D^2} + 2,64 \right). \quad (241)$$

Последнее представляет собой уравнение гиперболического вида: по мере увеличения диаметра удельный расход энергии непрерывно падает и асимптотически стремится к следующему пределу (при $D = \sim$):

$$\mathcal{E}_{\min} = 9,3 \cdot 2,64 = 24,5 \text{ квт} \cdot \text{ч/т.} \quad (242)$$

Если этот минимум условно принять за 100%, то удельный расход энергии можно выразить в процентах к минимуму (см. последнюю строку табл. 27). Из приведенных данных видно, что переход от мельниц 3200 × 3100, считавшимися самыми крупными в конце пятидесятых годов, на проектируемые мощные мельницы диаметром 4500 мм позволит понизить удельный расход электроэнергии на размол примерно на 1,5%. Такой же выигрыш может дать дальнейший переход на мельницы диаметром 6000 мм.

ТЕОРИЯ ИЗНОСА ШАРОВ

§ 38. Закон износа шаров по элементарной (объемно-весовой) теории

Для количественного описания процесса износа шаров, работающих в мельнице, предложено несколько гипотез. В наиболее ранней работе (1919 г.) было принято предположение, согласно которому в работающей мельнице шары изнашиваются со скоростью, пропорциональной их весу или объему, т. е. кубу диаметра. В дальнейшем эту гипотезу будем условно называть «объемно-весовой» или гипотезой Девиса [30]. Она имеет сходство с так называемой первой теорией дробления (Кирпичева — Кика), по которой работа дробления пропорциональна объему или весу кусков измельчаемого материала.

В 1940 г. была выдвинута вторая гипотеза, по которой скорость износа шаров пропорциональна их поверхности, т. е. квадрату диаметра (Мартселл — Прентис) [31, 32]. Это предположение имеет некоторую аналогию с теорией дробления Риттингера, по которой принимается, что работа измельчения пропорциональна вновь образованной поверхности кусков дробимого материала.

В последнее время (К. А. Разумов, Ф. Бонд) [33] развивается новая теория, согласно которой износ шаров следует считать пропорциональным некоторой n -ной степени их диаметра, причем показатель степени имеет промежуточное значение между тем максимумом $n = 3$, который принимается первой (объемно-весовой) гипотезой, и минимумом $n = 2$, соответствующим второй гипотезе. По исследованиям К. А. Разумова, показатель лежит в пределах $n = 2,3 — 2,6$, по данным Ф. Бонда, наиболее близким к действительности следует считать среднее значение $n = 2,3$.

В соответствии со сказанным, для расчета шаровой загрузки может быть выбрана одна из нескольких предложенных формул. Численные результаты, получаемые по каждой из них, имеют, несомненно, некоторые различия, однако расхождения незначительны. Наиболее простой и вместе с тем основной является объемно-весовая теория, а отклонения от нее, даваемые степенным законом, где $n \neq 3$, можно рассматривать как некоторые поправки. Поэтому в первую очередь следует остановиться на объемно-весовой теории.

Объемно-весовая теория износа шаров была опубликована Е. В. Девисом в 1919 г. [30]. Для изложения ее введем следующие обозначения:

G_1 — начальный вес одного шара, загружаемого в мельницу, кг;

G — вес шара по истечении некоторого времени пребывания в мельнице (или вес шара в общем случае), кг;

D_1 и D — соответственные диаметры этих шаров, мм;

δ — удельный вес материала, из которого изготовлен шар, t/m^3 ;

G_0 — суммарный вес всей шаровой загрузки мельницы, кг.

Обозначим через ΔG убыль веса шара, которая произойдет после некоторого времени его пребывания в мельнице (T). Время износа T должно отсчитываться с того момента, когда шар был загружен в мельницу. При расчетах удобнее всего измерять время T в сутках.

По объемно-весовой теории потеря веса (ΔG) принимается пропорциональной начальному весу (G) шара и времени его пребывания в мельнице

$$\Delta G = K_{из} G_1 T. \quad (243)$$

Здесь через $K_{из}$ обозначен коэффициент пропорциональности. Он зависит от размеров мельницы, ее механического режима и от физических свойств руды, а главное — от качества материала шаров, и в каждом случае должен быть определен опытным путем. Постоянную $K_{из}$ в дальнейшем мы будем называть коэффициентом износа шаров. Из формулы (243) следует, что

$$K_{из} = \frac{\Delta G}{G_1 T}, \quad (244)$$

т. е. коэффициент износа определяет относительную потерю веса шара в единицу времени или скорость износа одной весовой единицы. На основании формулы (244) постоянную $K_{из}$ можно измерять в *кг/сутки* на 1 *кг*, или в *кг/сутки* на 1 *т* шаров.

В опытах Девиса с конической мельницей постоянная была близка к $K_{из} = 0,027$ *кг/сутки* на 1 *кг*, или 27 *кг/сутки* на 1 *т* шаров, а в промышленных опытах, проведенных на Кировской апатитовой фабрике, этот коэффициент приближался к $K_{из} = 0,017$ *кг/сутки* на 1 *кг*, или 17 *кг/сутки* на 1 *т* шаровой загрузки.

Постоянную $K_{из}$ не следует смешивать с коэффициентом расхода стали на 1 *т* руды.

Очевидно, что формула (243) остается справедливой не только для одного шара, но действительна и для какого угодно числа шаров одного и того же начального размера. Если, например, в мельницу было одновременно загружено N шаров весом G_1 *кг* каждый и все шары находились в мельнице T суток, то по истечении рассматриваемого промежутка времени общая потеря (или общая убыль) веса всей первоначальной загрузки составит

$$\Delta G = K_{из} N G_1 T. \quad (245)$$

Обозначая общий вес всех различных по размерам шаров, находящихся в данный момент в мельнице, или, короче, общую шаровую загрузку мельницы через G_0 , т. е. считая

$$G_0 = \Sigma G = N G_1,$$

можно общую убыль веса выразить следующим соотношением:

$$\Delta G_0 = K_{из} G_0 T. \quad (246)$$

§ 39. Износ отдельного шара

Положим, что шар, имеющий начальный вес G_1 , находился в мельнице некоторый интервал времени T . За этот период он уменьшил свой вес на величину ΔG_1 и по истечении рассматриваемого промежутка времени T его новый вес G_2 будет, очевидно, равен начальному за вычетом убыли, т. е.

$$G_2 = G_1 - \Delta G_1.$$

Подставляя сюда величину ΔG_1 из предыдущей формулы (243), найдем вес шара в конце интервала

$$G_2 = G_1 - K_{из} G_1 T = G_1 (1 - K_{из} T). \quad (247)$$

Далее, полагая

$$(1 - K_{из}T) = q, \quad (248)$$

получим

$$G_2 = qG_1. \quad (249)$$

Введенный множитель q представляет собой отношение веса шара в конце интервала к его начальному весу ($q = \frac{G_2}{G_1}$).

Если шар, имеющий к началу второго интервала времени вес G_2 , будет оставаться в мельнице весь второй интервал такой же длительности, то по истечении двух интервалов (или к началу третьего) его новый вес G_3 окажется равным

$$G_3 = G_2 - K_{из}G_2T = G_2(1 - K_{из}T) = qG_2, \quad (250)$$

т. е. и здесь сохранится то же отношение весов

$$\frac{G_3}{G_2} = q.$$

Таким образом, имеем:

$$G_1 = G_1; \quad G_2 = qG_1; \quad G_3 = qG_2; \quad G_4 = qG_3 \text{ и т. д.}$$

Подставляя во все эти равенства начальный вес шара G_1 , получим:

$$\left. \begin{aligned} G_1 &= G_1; \\ G_2 &= qG_1; \\ G_3 &= q^2G_1; \\ G_4 &= q^3G_1 \end{aligned} \right\} \quad (251)$$

и т. д.

Следовательно, вес шара в начале любого по счету n -ного интервала равен первоначальному его весу G_1 , умноженному на постоянный коэффициент q , взятый в степени, на единицу меньшей номера интервала

$$G_n = q^{n-1}G_1. \quad (252)$$

Последнее выражение представляет не что иное, как формулу для n -ного члена геометрической прогрессии, в которой q есть знаменатель прогрессии. С помощью формулы (252) легко определяется вес шара в начале любого n -ного интервала, если знаменатель прогрессии q известен из опытных определений.

Разделив обе части формулы (252) на G_1 , приводим ее к удобному для логарифмирования виду

$$\frac{G_n}{G_1} = q^{n-1}. \quad (253)$$

Отсюда

$$\lg \frac{G_n}{G_1} = (n-1) \lg q. \quad (254)$$

Для перехода от весов к размерам шаров подставим в исходную формулу (252) начальный вес G_1 и конечный G_n , выраженные через соответствующие диаметры.

Тогда уравнение (253) принимает вид

$$\delta \times \frac{\pi D_n^3}{6} = \delta \frac{\pi D_1^3}{6} q^{n-1}.$$

Отсюда следует, что отношение диаметров будет равно

$$\left(\frac{D_n}{D_1} \right) = q^{\frac{n-1}{3}}. \quad (255)$$

Логарифмируя это равенство, находим

$$\lg \left(\frac{D_n}{D_1} \right) = \frac{n-1}{3} \lg q.$$

Последней формулой можно воспользоваться для вычисления диаметра изношенных шаров.

График изменения веса и диаметра шара применительно к предыдущему примеру (коэффициент износа $K_{из} = 0,027$ кг/сутки на 1 кг и $q = 1 - K_{из} = 0,973$) изображен кривыми 1 и 2 на рис. 67.

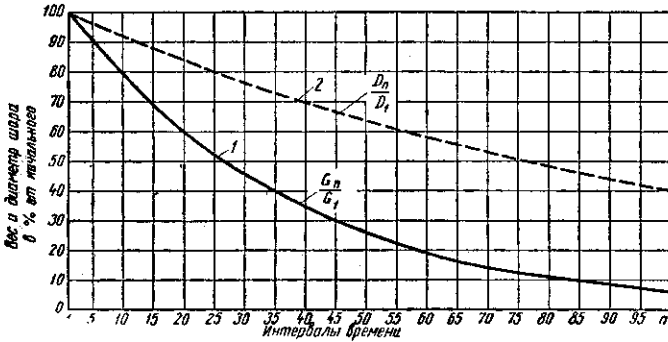


Рис. 67. Графическое изображение уменьшения веса шара (кривая 1) и его диаметра (кривая 2) по интервалам или суткам (к численному примеру $K_{из} = 0,027$ кг/кг)

§ 40. Шары одной серии

От индивидуального шара можно перейти к целой «серии» шаров, под которой подразумевается вся совокупность шаров различного размера, образующаяся в результате периодической догрузки в мельницу начальных шаров одного и того же размера через определенные и равные интервалы времени.

Предварительно необходимо остановиться на той связи, которая существует между имеющейся в мельнице шаровой загрузкой G_0 и вновь поступающими шарами G_1 рассматриваемой серии.

Допустим, что перед началом испытаний в мельнице имеется определенное число шаров общим весом G_0 , кг. Эта загрузка представлена, очевидно, шарами разных диаметров. Условимся все находящиеся в мельнице перед началом испытаний шары считать «старыми», а вновь догружаемые с момента начала опыта — «новыми».

Пусть все добавляемые новые шары имеют одинаковый диаметр D_1 и одинаковый вес G_1 .

В начале первого периода в мельнице будет находиться G_0 , кг старых шаров и один новый шар весом G_1 , кг. На протяжении рассматриваемого интервала времени T постепенно будет срабатываться как вся масса старых шаров, так и добавленный новый шар.

После окончания первого интервала, т. е. в момент начала второго, в мельницу загружается второй новый шар.

На протяжении второго интервала общая масса старых шаров вновь уменьшится, кроме того, произойдет дальнейшее уменьшение веса первого нового шара, а также некоторое уменьшение веса второго нового шара.

К моменту начала третьего интервала забрасывается еще один, третий по счету новый шар. То же повторится в следующем интервале и т. д. Так как мельницу догружают все время только новыми шарами, а число старых при этом не пополняется, то, очевидно, что по истечении

длительного промежутка времени общая масса старых шаров, непрерывно уменьшаясь, будет играть в общей смеси все меньшую и меньшую роль, и через достаточно большой промежуток времени основную массу загрузки мельницы составят новые шары. Наконец, наступит момент, когда все старые шары износятся настолько, что будут из мельницы полностью удалены, и вся шаровая загрузка будет представлена исключительно новыми шарами самых разнообразных размеров. Совокупность их и названа нами одной серией шаров.

В процессе воображаемого опыта все время поддерживался установившийся режим шаровой загрузки; поэтому к концу испытаний общий вес шаров всей новой серии опять окажется равным начальному весу G_0 . Если продолжать подачу новых шаров, то в дальнейшем мельница будет работать на шарах одной серии, «прототипом» которых является шар весом G_1 .

Изображенная картина перехода мельницы на шары «одной серии» основана на гипотезе независимого износа всех компонентов шаровой смеси, что подразумевается в законе износа по формуле (246). Благодаря принципу независимого износа шаров мы имеем возможность в дальнейшем анализе оперировать исключительно с вновь добавляемыми шарами заданной серии, игнорируя уже имеющуюся шаровую загрузку.

Переходя к выводу формулы, дающей зависимость между общим весом (S) шаров всей серии и начальным размером (D) образующих ее шаров, а также длительностью интервала между их загрузкой (T), начнем отсчет времени с того момента, когда в мельницу был загружен первый шар весом G_1 (или диаметром D_1). Наличием в мельнице старых шаров пренебрегаем.

В конце первого интервала времени (или к началу второго) первый шар изменит свой вес на $G_2 = qG_1$.

Если прибавить к первоначальному (уже частично изношенному) второй шар с таким же исходным весом G_1 , то в начале второго интервала в мельнице окажутся два новых шара, и сумма весов обоих шаров будет равна

$$S_2 = (G_1 + G_2) = (G_1 + qG_1).$$

Для того чтобы определить, во что обратится эта сумма к концу второго интервала, нужно согласно формуле (250) умножить ее на постоянный множитель q . Таким образом, в конце второго интервала суммарный вес обоих частично изношенных шаров будет

$$(G_1 + qG_1) \cdot q = qG_1 + q^2G_1.$$

По истечении второго интервала (т. е. в начале третьего) прибавим третий шар весом G_1 , кг. Следовательно, в начале третьего интервала в мельнице имеется уже три шара разных размеров, общий вес которых представится суммой трех слагаемых

$$S_3 = G_1 + qG_1 + q^2G_1.$$

К концу третьего интервала общий вес трех шаров будет, очевидно,

$$(qG_1 + q^2G_1 + q^3G_1),$$

а к началу четвертого интервала (после добавки нового шара) суммарный вес четырех шаров определится суммой

$$S_4 = (G_1 + qG_1 + q^2G_1 + q^3G_1).$$

Продолжая эти рассуждения насколько угодно большое количество интервалов, приходим к следующему выражению для суммарного веса всех шаров, имеющих в мельнице к моменту начала n -ного ин-

тервала (включая и вес шара, добавленного в начале этого n -ного интервала):

$$S_n = G_1 + G_2 + G_3 + G_4 + \dots + G_n. \quad (256)$$

или

$$S_n = (G_1 + qG_1 + q^2G_1 + q^3G_1 + \dots + q^{n-1}G_1). \quad (257)$$

Этот ряд представляет геометрическую прогрессию, в которой каждый последующий член получается из предыдущего умножением на постоянный знаменатель прогрессии q . Так как $q < 1$, то прогрессия эта убывающая.

В курсах алгебры принято обозначать первый член прогрессии через a и n -ый член — через u . В данном случае $a = G_1$ и $u = G_n = q^{n-1}G_1$.

Сумма членов убывающей геометрической прогрессии определяется по формуле

$$S_n = \frac{a - qu}{1 - q}.$$

В нашем случае после надлежащей подстановки она примет следующий вид:

$$S_n = \frac{G_1 - qG_n}{1 - q}. \quad (258)$$

Таков будет суммарный вес шаров в начале n -ного интервала после добавки очередного шара G_1 . Но обычно характеристику шаровой загрузки и общий вес шаров определяют, не добавляя очередного нового шара. В целях приближения к практическим условиям вычтем из полученной суммы вес одного шара G_1 ; тогда суммарный вес серии определится разностью

$$S'_n = S_n - G_1.$$

Подставляя сюда S_n из предыдущей формулы, окончательно найдем

$$S'_n = \frac{q}{1 - q} (G_1 - G_n). \quad (259)$$

Этой конечной формулой мы будем дальше пользоваться наряду с формулой (258).

Рассмотрим случай, когда шары работают в мельнице до так называемого полного износа, т. е. до выноса их с пульпой из мельницы. Конечный вес шара ввиду его малого размера можно с достаточной точностью положить равным нулю. Подставляя значение $G_n = 0$ в формулы (258) и (259), получим суммарный вес шаров одной серии при работе с «полным износом»

$$S = \frac{G_1}{1 - q}, \quad (260)$$

или без последней догрузки

$$S'_n = \frac{qG}{1 - q}. \quad (261)$$

Выражение (260) представляет формулу для суммы членов бесконечно убывающей геометрической прогрессии. Исключая из него знаменатель q с помощью зависимости (248), т. е. подставляя $q = 1 - K_{ш}T$ в формулу (260), получим следующее простое соотношение:

$$S = \frac{G_1}{K_{ш}T}, \quad (262)$$

т. е. суммарный вес всех находящихся в мельнице шаров данной серии равен первоначальному весу одного догружаемого шара, деленному на коэффициент износа и на продолжительность интервала между догрузками шаров.

Процесс добавки новых шаров непременно должен удовлетворять условию установившегося режима, при котором суммарный вес равен наперед заданной величине G_0 кг. Поэтому необходимо, чтобы

$$S_0 = \frac{G_1}{K_{из} T_1} = G_0. \quad (263)$$

Необходимо отметить, что эта зависимость может быть выведена непосредственно из формулы (246), если считать, что убыль веса ΔG_0 за интервал T_1 как раз равна весу добавляемого шара, т. е. $\Delta G = G_1$, тогда формула (246) примет следующий вид:

$$G_1 = K_{из} G_0 T_1,$$

откуда

$$G_0 = \frac{G_1}{K_{из} T_1},$$

что вполне равноценно уравнению (263).

Для поддержания заданной общей шаровой загрузки G_0 интервалы между подачами шаров нельзя брать меньше T_1 , в противном случае придется либо загружать не целый шар, а какую-то дробную его часть. Следовательно, при догрузках шарами по одному минимальный интервал будет

$$T_1 = \frac{G_1}{K_{из} G_0}. \quad (264)$$

На практике вместо минимального интервала T_1 берут кратный ему промежуток времени T_N ; в этом случае одновременно загружается не один, а партия из N шаров; причем число их $N = \frac{T_N}{T_1}$, а общий вес догружаемой партии равен NG_1 . Но легко видеть, что множитель N может быть введен во все формулы настоящего параграфа (если одновременно вместо T_1 брать T_N), отчего конечная формула (263) примет следующий вид:

$$S_0 = \frac{NG_1}{K_{из} T_N} = G_0, \quad (265)$$

где $S_0 = G_0$ — общий вес шаров всей серии, кг;

G_1 — вес одного шара, кг;

N — число шаров в одновременно догружаемой партии;

NG_1 — общий вес одновременно догружаемой партии шаров, кг;

$K_{из}$ — коэффициент износа, т. е. суточный расход стали, отнесенный к 1 кг шаровой загрузки, кг/сутки на 1 кг;

T_N — действительный интервал между догрузками партий, сутки.

§ 41. Гранулометрический состав шаровой загрузки

Гранулометрический состав шаров, образующих в совокупности данную «серию», может быть охарактеризован либо кумулятивной кривой крупности, либо выходами отдельных классов.

А. Суммарный выход шаров крупных классов

В дальнейшем для простоты рассуждений рассматривается только регулярная догрузка шаров с минимальными интервалами T_1 , однако все выводы остаются в силе при замене T_1 практическим интервалом T_N , а вес шара G_1 — весом догружаемой партии NG_1 .

Возвратимся к формуле (261), не учитывающей шар, вновь добавляемый в начале интервала:

$$S' = \frac{q}{1-q} G_1,$$

где через q обозначен знаменатель, соответствующий регулярной загрузке с минимальными интервалами T_1 , т. е.

$$q = 1 - K_{нс} T_1.$$

Сумма S' определяет общий вес всех шаров первой серии: начиная с наибольшего G_1 и кончая мельчайшими шарами «нулевого» веса. Эта сумма соответствует сумме всех членов бесконечно убывающей геометрической прогрессии.

Теперь положим, что нас интересует не общий вес серии, а суммарный вес только наиболее крупных шаров, начиная с веса G_1 и кончая некоторым G_n . В этом случае необходимо воспользоваться формулой (259), определяющей сумму конечного числа членов прогрессии, — от первого до некоторого n -ного члена:

$$S'_n = \frac{q}{1-q} (G_1 - G_n). \quad (266)$$

Очевидно, что сумма S'_n дает общий или кумулятивный вес всех крупных шаров, входящих как класс в данную первую серию. Если эту сумму разделить на общий вес всей серии (т. е. всей шаровой загрузки), то мы получим относительное содержание крупных классов в смеси или так называемый суммарный выход крупных классов γ_n . Выражая последний в процентах, необходимо частное умножить на 100. Следовательно, суммарный выход крупных классов от G_1 до G_n представится следующей формулой:

$$\gamma_n = 100 \frac{S'_n}{S'}. \quad (267)$$

Подставляя сюда значения S'_n и S' из предыдущих равенств (261) и (266), находим

$$\gamma_n = 100 \frac{G_1 - G_n}{G_1} = 100 - 100 \frac{G_n}{G_1}. \quad (268)$$

Таким образом, по объемно-весовой теории суммарный выход крупных шаров равен разности между 100% и весом наименьшего шара данной фракции, выраженным в процентах от начального веса.

Найденная зависимость чрезвычайно просто изображается графически (рис. 68): на оси абсцисс откладывают веса шаров (причем начальный вес G_1 принимается за 100 весовых единиц), а на оси ординат — суммарные выходы крупных классов в процентах. Связь между переменными изобразится в этом случае прямой линией, представляющей диагональ квадрата, построенного на осях координат.

Так, например, точка A , ордината которой $\gamma_A = 40\%$, а абсцисса $\frac{G_n}{G_1} = 60\%$,

характеризует выход (равный 40%) крупного класса шаров, начиная с наибольшего весом G_1 и кончая шарами, вес которых составляет 60% от G_1 . Аналогично точкой B , где $G_n = 0,3 G_1$, определяется выход крупного класса, $\gamma_B = 100 - 30 = 70\%$.

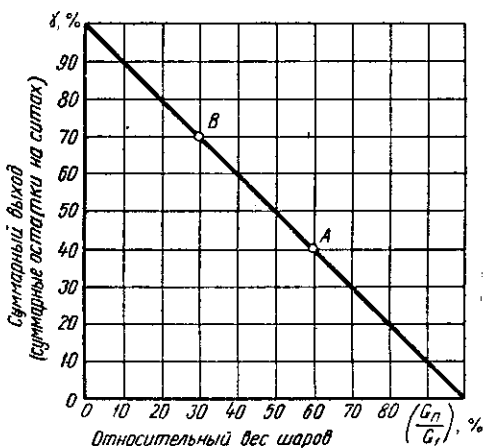


Рис. 68. Графическое определение суммарного выхода шаров различного относительного веса (по объемно-весовой теории)

Характеристику шаровой смеси, так же как и характеристику крупности руды, удобно представлять в виде кривой, дающей соотношение между выходом и диаметром (а не весами) шаров. Поэтому в выведенные формулы можно подставить кубы диаметров шаров вместо их весов. Тогда для выхода крупной фракции взамен формулы (268), получим

$$\gamma_n = 100 \frac{D_1^3 - D_n^3}{D_1^3} \quad (269)$$

В табл. 28 приведены диаметры часто применяемых шаров. Результаты, получаемые по формуле (269), т. е. численные значения выходов в зависимости от диаметров шаров, приведены в табл. 29. Графически эта зависимость изображена на рис. 69, где на оси абсцисс отложены диаметры шаров в долях начального (которой обозначен через D_1), а на оси ординат — суммарные выходы крупных фракций.

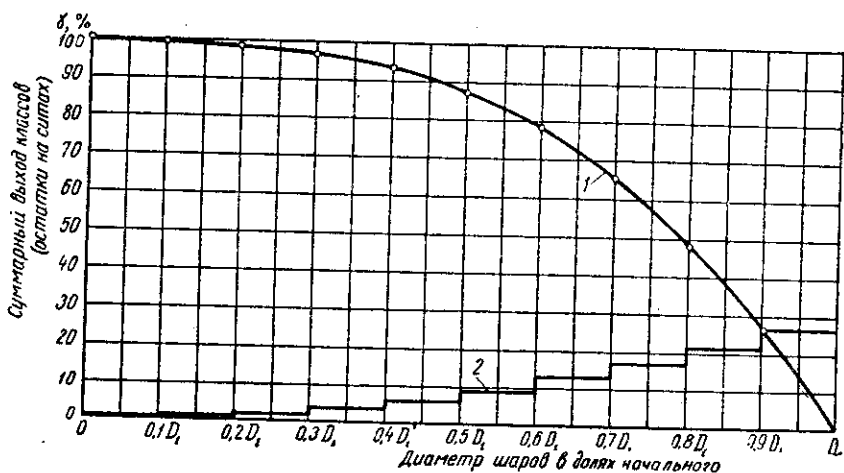


Рис. 69. Графическая характеристика крупности шаров одной серии по фор-

муле Девиса $\gamma = 1 - \left(\frac{D_n}{D_1}\right)^3$:

1 — суммарный выход; 2 — выход отдельных классов крупности

В этих координатных осях кривая, как видно из уравнения (269), представляет кубическую параболу, вершина которой совпадает с вершиной верхнего левого угла диаграммы («полюс P»).

Таблица 28

Диаметры часто применяемых шаров

D , мм	D , см	D^3 , см ³	D , мм	D , см	D^3 , см ³	D , мм	D , см	D^3 , см ³	D , мм	D , см	D^3 , см ³
125,0	12,5	1953	65,0	6,5	275	30	3,0	27,0	60,0	6,0	216
100,0	10,0	1000	60,0	6,0	216	25	2,9	15,6	20	2,0	8,0
90,0	9,0	729	50	5,0	125,0	70,0	7,0	343	15	1,5	3,4
80,0	8,0	512	45	4,5	91,1	65,0	6,5	275	10	1,0	1,0
75,0	7,5	422	40	4,0	64,0	62,5	6,25	244	5	0,5	0,125

Кумулятивная характеристика шаров в виде кубической параболы (см. рис. 69, табл. 29) является как бы стандартной или универсальной, поскольку она дает соотношения между переменными в общем виде.

Характеристика крупности шаров по теории Девиса

Крупность суммарных классов	Суммарный выход (остаток на ситах) γ , %	Узкий класс шаров	Выход класса, %
От D_1 до 0,9 D_1	27,1	От D_1 до 0,9 D_1	27,1
» D_1 » 0,8 D_1	48,8	» 0,9 D_1 » 0,8 D_1	21,7
» D_1 » 0,75 D_1	57,8	» 0,8 D_1 » 0,75 D_1	9,0
» D_1 » 0,7 D_1	65,7	» 0,75 D_1 » 0,7 D_1	7,0
» D_1 » 0,625 D_1	75,6	» 0,70 D_1 » 0,625 D_1	9,9
» D_1 » 0,6 D_1	78,4	» 0,625 D_1 » 0,6 D_1	2,8
» D_1 » 0,5 D_1	87,5	» 0,6 D_1 » 0,5 D_1	9,1
» D_1 » 0,4 D_1	93,6	» 0,5 D_1 » 0,4 D_1	6,1
» D_1 » 0,3 D_1	97,3	» 0,4 D_1 » 0,3 D_1	3,7
» D_1 » 0,25 D_1	98,4	» 0,3 D_1 » 0,25 D_1	1,1
» D_1 » 0,2 D_1	99,2	» 0,25 D_1 » 0,2 D_1	0,8
» D_1 » 0,1 D_1	99,9	» 0,2 D_1 » 0,1 D_1	0,7
» D_1 » 0,0 D_1	100,0	» 0,1 D_1 » 0	0,1
		От D_1 до 0,0	100,0

Б. Выход отдельных классов

Выход γ отдельного класса может быть взят как разность между двумя кумулятивными выходами по кривой рис. 69 или по табл. 29. Например, пусть требуется найти выход класса шаров крупностью от $0,8D_1$ до $0,7D_1$.

По табл. 29 (слева) суммарный выход классов от D_1 до $0,7D_1$ равен 65,7%, а классов от D_1 до $0,8D_1$ равен 48,8 %. Следовательно, разность $\gamma = 65,7 - 48,8 = 16,9\%$ определяет выход класса шаров крупностью от $0,8D_1$ до $0,7D_1$.

В табл. 29 (справа) такие разности приведены в последней колонке, дающей выходы отдельных классов.

Для вывода общей формулы, примем, что по уравнению (269), определяется один раз суммарный выход классов от D_1 до D_n , а другой раз — от D_1 до D_m . Тогда соответствующие суммарные выходы будут

$$\gamma_n = 100 \frac{D_1^3 - D_n^3}{D_1^3}; \quad \gamma_m = 100 \frac{D_1^3 - D_m^3}{D_1^3}.$$

Вычитая почленно левые и правые части двух последних равенств, приходим к следующей простой формуле:

$$\gamma = \gamma_{n-m} = 100 \frac{D_n^3 - D_m^3}{D_1^3}. \quad (270)$$

Эту формулу можно прочитать следующим образом: выход шаров данного класса, т. е. шаров с диаметрами от D_n до D_m равен разности кубов этих диаметров, деленной на куб диаметра начального шара.

Формулой (270) можно пользоваться путем подстановки не только относительных диаметров шаров, выраженных в долях начального, но и абсолютных диаметров, измеряемых в миллиметрах (или, что удобнее, в сантиметрах).

В. Графическая характеристика крупности

В заключение остановимся на таких двух способах графического изображения кумулятивной характеристики, при помощи которых кумулятивная парабола, изображенная в обычных координатах на рис. 69, может быть «выпрямлена», т. е. заменена прямой линией в соответственно измененных координатах.

Возвращаясь к уравнению (269), приведем его к логарифмируемому виду, для чего перепишем формулу следующим образом:

$$(100 - \gamma_n) = \left(\frac{D_n}{D_1}\right)^3, \quad (271)$$

где γ_n — кумулятивный выход, %.

Логарифмируя левую и правую части полученного уравнения, имеем

$$\lg(100 - \gamma_n) = 3 \lg\left(\frac{D_n}{D_1}\right). \quad (272)$$

Отсюда видно, что на таком графике, где на осях координат перенесены отложены в логарифмическом масштабе, характеристика изображается прямой линией.

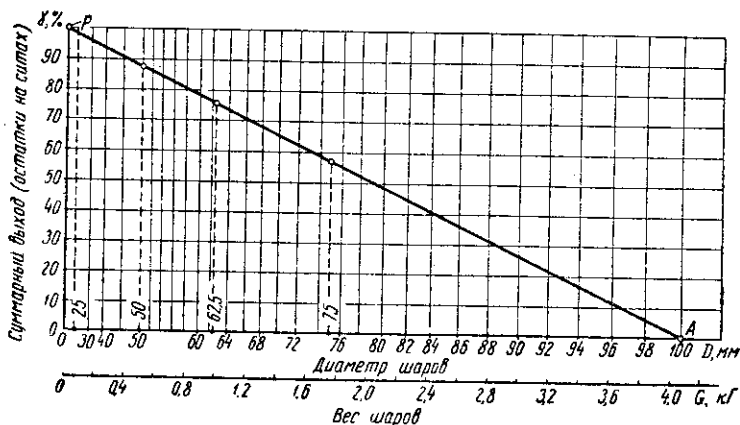


Рис. 70. Весовой (полукубический) график выхода шаров

Неудобством логарифмического графика является необходимость пользоваться специальной логарифмической сеткой. В этом отношении преимущества на стороне другого метода (см. рис. 68 и 70), при котором ось ординат строится в обычном масштабе, но на ней откладываются веса или кубы диаметров. При рассмотрении рис. 68 видно, что в этом случае характеристика превращается в прямую. На аналогичном рис. 70 принята двойная маркировка оси абсцисс: по весу шаров (равномерная) и по соответствующим линейным размерам диаметров (неравномерная шкала). Прямая AP эквивалентна здесь кубической параболы предыдущего рис. 69. График типа рис. 70 мы будем в дальнейшем называть «весовым» или «полукубическим».

§ 42. Рационированная догрузка (работа с шарами двух и трех серий)

Для компенсации износа шаровой загрузки в мельницу догружают иногда шары только одного размера (диаметром D_1); такую догрузку однородными шарами называют регулярной. Но нередко применяется догрузка партиями, состоящими из шаров двух или даже трех различных размеров — диаметрами D_1 , D_2 и D_3 , взятых в определенном весовом отношении. Такой способ питания мельницы шарами носит название рационазированной догрузки (по аналогии с питанием организма по определенному медицинскому рациону)*.

Положим, что через некоторый постоянный интервал времени в мельницу подаются шары начального веса G_1 , или начального диаметра D_1 .

* Расчет рационазированной догрузки был впервые разработан в статье автора [29]

Суммарный вес всех шаров первой серии определится, как уже было показано, формулой (261).

$$S' = \frac{q}{1-q} G_1.$$

Допустим теперь, что в промежутках между подачей шаров веса G_1 в мельницу догружаются шары другого начального веса G_2 (диаметром D_2).

Если бы шаров первой серии в мельнице не было совершенно, то из шаров второго типа образовалась бы некоторая вторая серия, суммарный вес которой, очевидно, был бы равен

$$S'' = \frac{q}{1-q} G_2. \quad (273)$$

Определим, что произойдет, если шары G_1 и G_2 будут добавляться в мельницу поочередно или одновременно.

Очевидно, шар G_1 делается «прототипом» шаров первой, а шар G_2 — второй серии, результирующая шаровая загрузка представится шарами двух серий.

Под коэффициентом рационарирования понимается процентное соотношение между весами догружаемых начальных шаров. Обозначим через β_1 отношение веса G_1 к сумме начальных весов, т. е.

$$\beta_1 = 100 \frac{G_1}{G_1 + G_2}, \quad (274)$$

а через β_2 — процентное содержание в догружаемой смеси шаров меньшего размера;

$$\beta_2 = 100 \frac{G_2}{G_1 + G_2}. \quad (275)$$

Так как по формулам (261) и (273) суммарные веса S' и S'' каждой серии пропорциональны начальным весам G_1 и G_2 , то в двух последних формулах (274) и (275) величины G_1 и G_2 можно заменить величинами S' и S'' . В результате найдем, что в общей «двухсерийной» шаровой загрузке мельницы «содержание» всех шаров первой серии также будет равно β_1

$$\beta_1 = 100 \frac{S'}{S' + S''}, \quad (276)$$

а «содержание» всех шаров второй серии

$$\beta_2 = 100 \frac{S''}{S' + S''}. \quad (277)$$

Но суммарный вес шаров обеих серий должен равняться полному весу общей шаровой загрузки G_0

$$S' + S'' = G_0. \quad (278)$$

Следовательно,

$$\beta_1 = 100 \frac{S'}{G_0}; \quad \beta_2 = 100 \frac{S''}{G_0}. \quad (279)$$

От этих соотношений легко перейти к аналитическому выражению для выхода отдельного класса. Если через γ обозначить суммарный выход рассматриваемого класса шаров диаметрами от D_1 до D_n в первой серии и через γ_2 — выход этого же класса во второй серии, то на основании предыдущего имеем:

$$\gamma_1 = 100 \frac{D_1^3 - D_n^3}{D_1^3}, \quad (280)$$

$$\gamma_2 = 100 \frac{D_2^3 - D_n^3}{D_2^3}. \quad (281)$$

Но по правилу смешения, известному из общего курса обогащения, общий выход данного класса в смеси двух продуктов определяется по формуле

$$\gamma = \gamma_1 \frac{\beta_1}{100} + \gamma_2 \frac{\beta_2}{100}.$$

Эта формула позволяет рассчитывать характеристику «двухсерийной» шаровой загрузки, если известны коэффициенты рационарирования β_1 и β_2 .

Разработанный метод легко распространить на случай рационарирования шаров трех и более размеров. Соответственно этому шаровая загрузка будет состоять из шаров трех и более серий.

Обозначая, по-прежнему, содержание каждой серии в смеси через β с соответствующим значком, т. е. $\beta_1, \beta_2, \beta_3 \dots \beta_n$ и т. д., а через $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3 \dots \gamma_n$ — относительный выход рассматриваемого класса внутри каждой серии, получаем для общего выхода данного класса (в процентах к полной шаровой загрузке) следующую формулу:

$$\gamma = \frac{1}{100} (\gamma_1 \beta_1 + \gamma_2 \beta_2 + \gamma_3 \beta_3 + \dots + \gamma_n \beta_n). \quad (282)$$

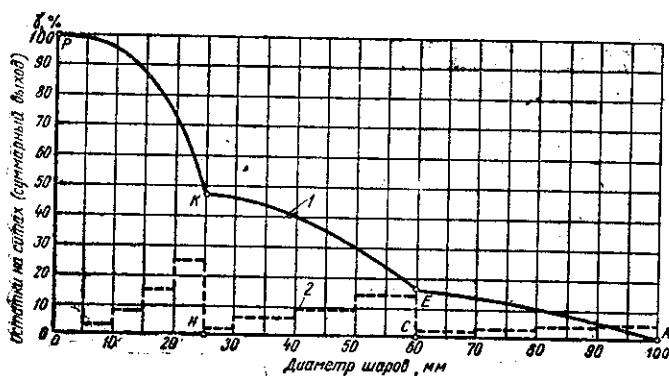


Рис. 71. Графическая характеристика крупности шаров при трехсерийной догрузке (20% шаров $D_1 = 100$ мм, 30% шаров $D_2 = 60$ мм и 50% шаров $D_3 = 25$ мм): 1 — характеристика крупности шаровой смеси (суммарная кривая); 2 — выход по классам

Пример: Рассчитать шаровую загрузку, полученную при рационарированной догрузке шарами следующих трех серий:

I серия: $D_1 = 100$ мм с содержанием $\beta_1 = 20\%$,

II серия: $D_2 = 60$ мм с содержанием $\beta_2 = 30\%$,

III серия: $D_3 = 25$ мм с содержанием $\beta_3 = 50\%$.

Рассчитанная по формуле (282) характеристика изображена на рис. 71 в виде кривой АЕКР, которую можно назвать «тройковывпуклой».

Выходы отдельных классов изображены ступенчатой ломаной линией (пунктир), имеющей три максимума соответственно числу серий.

§ 43. «Весовой» или «полукубический» график

При рационарированной догрузке особенно удобно применение весового или полукубического графика, уже рассмотренного ранее (см. рис. 70). В данном случае (рис. 72, 73) характеристика представится ломаной линией, состоящей из нескольких отрезков соответственно числу серий: при двухсерийной догрузке — из двух пересекающихся прямых АМ и МР (рис. 72, а), а при трехсерийной — из трех: АЕ, ЕК и КР (рис. 73), заменяющих здесь одноименные отрезки парабол, изображенных на рис. 71.

Рассмотрим порядок построения характеристики, который основывается на законе смешения, выражаемом формулой (282). Пусть, например, принята рационарированная догрузка шарами $D_1 = 100$ мм (при $\beta_1 = 50\%$) и шарами $D_2 = 75$ мм ($\beta_2 = 50\%$).

Заданному размеру $D_1 = 100$ мм соответствует вес шара $G_1 = 4,05$ кг. Отмечаем соответствующую точку A на оси абсцисс (см. рис. 72). Коэффициент рационарирования, иначе — содержание в догружаемой смеси шаров D_1 , задан: $\beta_1 = 50\%$. Эту величину откладываем на оси ординат, отмечая точку B . Затем соединяем прямой линией AB обе полученные точки. Вторая серия начинается шарами $D_2 = 75$ мм. Им соответствует точка C оси абсцисс. Через эту точку проводим вертикаль

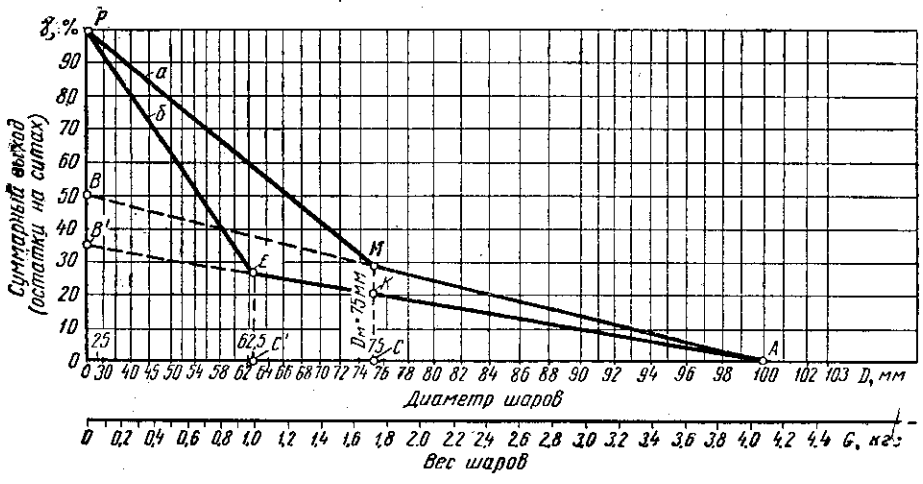


Рис. 72. График характеристики при двухразмерной (двухсерийной) рационарированной догрузке:
 а — на Кировской АНОФ; б — к численному примеру

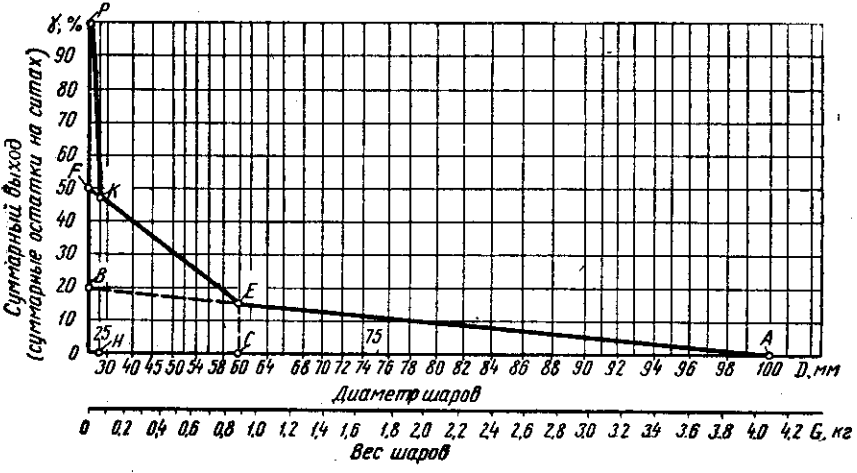


Рис. 73. График характеристики при трехразмерной (трехсерийной) рационарированной догрузке

до встречи с лучом AB . Точка пересечения M и будет точкой перелома характеристики. Соединяя ее с полюсом P , получаем ломаную AMP , представляющую собой искомую характеристику крупности (кривую суммарных остатков) на весовом графике.

На практике не всегда по заданным условиям (параметрам рационарирования) требуется построение характеристики шаровой загрузки, возникает необходимость подбора условий рационарирования таким образом, чтобы характеристика крупности шаров удовлетворяла какому-либо

наперед заданному требованию. Для этой цели особенно удобен весовой график.

Примем, что догрузка рационаруется шарами двух размеров D_1 и D_2 с содержанием в смеси первых β (%), а вторых $(100 - \beta)$ %.

Задание этих трех параметров D_1 , D_2 и β необходимо и вместе с тем достаточно для решения прямой задачи, т. е. построения весового графика двухсерийной загрузки (рис. 72, а).

Допустим теперь, что один из трех параметров D_1 , D_2 , β остается неопределенным; например, фабрика располагает для догрузки мельницы шарами $D_1 = 100$ мм и $D_2 = 62,5$ мм, но коэффициент рационарования β (содержание крупных шаров $D_1 = 100$ мм в догружаемой смеси) остается неизвестным и должен быть определен из условия, чтобы в шаровой загрузке мельницы выход класса 100—75 мм составлял $\gamma_{100-75} = 20$ %.

Здесь поставлена «обратная» задача: характеристика должна пройти через некоторую контрольную точку. Построение ведем в следующем порядке (см. рис. 72, б).

Имея $D_1 = 100$ мм, отмечаем на оси абсцисс точку A . Далее, наносим контрольную точку K с заданными координатами: $D_K = 75$ мм и $\gamma_K = 20$ %. Затем через обе точки A и K проводим луч AK . Продолжение его, как видно на рис. 72, б, пересекает ось ординат в точке B' на высоте $\beta_{B'} \approx 35$ %. Этот параметр и будет искомым коэффициентом рационарования: шары диаметром $D_1 = 100$ мм должны содержаться в смеси в количестве $\beta_1 = 35$ %.

Остальные построения ведем как обычно: через заданную точку C' (соответствующую $D_2 = 62,5$ мм) проводим вертикаль $C'E$ до пересечения с лучом AB в точке перелома E и соединяем последнюю с полюсом диаграммы P . Ломаная $AKEP$ и будет искомой характеристикой.

В разобранный сейчас примере контрольная точка K оказалась справа от точки перелома E . Если же контрольная точка задана в левой половине графика, то ломаная строится в обратном порядке, начиная с полюса P . Первый луч проводят через поле P и контрольную точку. Пересечение луча с вертикалью, проведенной через D_M , дает точку перелома, которую и соединяют затем с начальной точкой A вторым лучом. Продолжение второго луча отсекает на оси ординат искомый параметр.

Если на характеристике заданы две контрольные точки, то должен быть известен какой-либо один из трех параметров (D_1 , D_2 и β), а два других найдутся графическим построением.

Наконец, при задании на проектируемой характеристике трех контрольных точек все три параметра D_1 , D_2 и β определяются однозначно с помощью изложенного графического метода.

§ 44. Теория проф. К. А. Разумова

Кроме гипотезы Девиса, согласно которой скорость износа пропорциональна весу шаров или кубу диаметра, выдвигались и другие. Так, в 1940 г. Мертселл [31] на основе опытов с мелющими телами различной формы и крупности пришел к заключению, что скорость износа пропорциональна поверхности шара или квадрату его диаметра. Тот же результат был получен почти одновременно и Прентисом [32]. Ф. Бонд на основе длительных лабораторных опытов установил, что скорость износа пропорциональна некоторой дробной степени диаметра [34]. Проф. К. А. Разумов дал обобщающую теорию [33].

В формуле (243) был принят, хотя и малый, но конечный промежуток времени T и соответствующая ему конечная убыль веса ΔG :

$$\Delta G = K_{из} G_1 T. \quad (283)$$

Если же считать отрезок времени бесконечно малым, то под величиной T в формуле нужно понимать дифференциал времени dt . Очевидно, взамен ΔG ему будет соответствовать бесконечно малая убыль веса dG . Таким образом, формула Девиса, записанная в форме дифференциального уравнения, получит следующий вид:

$$\frac{dG}{dt} = -K_{из}G, \quad (284)$$

где знак минус характеризует процесс убывания веса во времени.

Вес шара может быть заменен произведением его объема на объемный (удельный) вес стали (δ)

$$G = \frac{\pi}{6} D^3 \delta. \quad (285)$$

Поэтому уравнение Девиса может быть переписано следующим образом:

$$\frac{dG}{dt} = -\frac{\pi}{6} K_{из} D^3 \delta. \quad (286)$$

Если заменить произведение $\frac{\pi K_{из} \delta}{6}$ одним коэффициентом K , то окончательно скорость износа по Девису будет

$$\frac{dG}{dt} = -KD^3. \quad (287)$$

В отличие от Девиса, Мартселл и Прентис считают скорость износа пропорциональной квадрату диаметра

$$\frac{dG}{dt} = -KD^2. \quad (288)$$

По Бонду, показатель степени в формуле износа имеет промежуточное значение

$$\frac{dG}{dt} = -KD^{2,3}. \quad (289)$$

Проф. К. А. Разумов [33] обобщил все эти формулы, введя в уравнение износа показатель степени n . Обобщающая формула Разумова имеет вид

$$\frac{dG}{dt} = -KD^n. \quad (290)$$

Как показал К. А. Разумов, с помощью обобщенного уравнения (290) может быть выведена формула для характеристики крупности находящихся в мельнице шаров одной серии, под которой понимается комплект шаров разных размеров, образующихся в результате периодической догрузки в мельницу одинаковых шаров (диаметр D_i) через равные интервалы T . Вывод формулы таков.

Продифференцируем уравнение (285), считая в нем δ величиной постоянной, тогда получим

$$dG = \frac{\pi}{6} \delta \cdot 3D^2 dD.$$

Но согласно формуле Разумова (290), имеем

$$dG = -KD^n dt. \quad (291)$$

Сравнивая два последних выражения, устанавливаем связь между значением переменного диаметра шара D и временем его пребывания в мельнице:

$$\frac{\pi}{6} \delta \cdot 3D^2 dD = -KD^n dt,$$

откуда

$$dt = -\frac{\pi \delta}{2K} D^{2-n} dD. \quad (292)$$

Полное время износа шара от начального размера D_1 до некоторого D_2 найдется интегрированием в пределах от $t_1 = 0$ до $t = t_{1-2}$

$$t_{1-2} = -\frac{\pi \delta}{2K} \int_{D_1}^{D_2} D^{2-n} dD = \frac{\pi}{2} \frac{\delta}{K(3-n)} [D_1^{3-n} - D_2^{3-n}]. \quad (293)$$

За это время в мельницу будет добавлено несколько новых шаров, забрасываемых через интервалы времени T_1 .

Обозначая через A общий часовой расход стали в мельнице (кг/ч), находим тот теоретический интервал (в часах), через который потребуются догружать один шар весом G_1 , кг:

$$T_1 = \frac{G_1}{A} = \frac{\pi D_1^{3\delta}}{6A}, \text{ ч.} \quad (294)$$

Следовательно, за время t_{1-2} будет догружено число шаров N , равное

$$N = \frac{t_{1-2}}{T_1}. \quad (295)$$

Очевидно, что такое же число (N) шаров, различных по размеру, образуется в классе крупностью от D_1 до D_2 . Для определения их веса выразим вес одного шара, изношенного до размера D , в функции времени износа. Для этого, считая при интегрировании $D_2 = D$ и $t_{1-2} = t$, перепишем уравнение (293) следующим образом:

$$t = \frac{\pi}{2} \frac{\delta}{K(3-n)} (D_1^{3-n} - D^{3-n}). \quad (296)$$

Решим полученное уравнение относительно переменной D

$$D = \left[D_1^{3-n} - \frac{2K(3-n)}{\pi \delta} t \right]^{\frac{1}{3-n}}. \quad (297)$$

Подставляя теперь найденное значение D в уравнение (285), определим вес шара после его износа до размера D

$$G_t = \frac{\pi}{6} \delta \left[D_1^{3-n} - \frac{2K(3-n)}{\pi \delta} t \right]^{\frac{3}{3-n}}. \quad (298)$$

Если здесь под величиной t первый раз понимать интервал T_1 , затем — двойной интервал $2T_1$, далее — тройной $3T_1$ и т. д., то сумма весов всех изношенных шаров представится рядом такого типа:

$$\Sigma G = a(b - cT)^k + a(b - 2cT)^k + a(b - 3cT)^k + \dots + a(b - ncT)^k, \quad (299)$$

где $k = \frac{3}{3-n}$, а a , b и c — некоторые постоянные

$$a = \frac{\pi \delta}{6}; \quad b = D_1^{3-n}; \quad c = \frac{2K(3-n)}{\pi \delta}.$$

Для суммирования членов ряда (299) проф. К. А. Разумов применяет следующий прием. Он допускает, что дискретную сумму нескольких ординат кривой $G = f(t)$ (рис. 74) можно заменить произведением известного нам числа ординат N на величину средней ординаты G_{cp} , причем последнюю определяем как средневзвешенную, исходя из равенства площадей $OABE$ (заштрихована на рис. 74) и $OCDE$.

Основание прямоугольника $OCDE$ равно t_{1-2} , а высота — G_{cp} , поэтому площадь его равна

$$F_1 = G_{cp} t_{1-2}. \quad (300)$$

С другой стороны площадь фигуры $OABE$, ограниченная осями координат и кривой AB , равна интегралу

$$F_2 = \int_{t=0}^{t=t_2} G dt. \quad (301)$$

Приравняв первую второй, т. е. полагая $F_1 = F_2$, находим средневзвешенную величину

$$G_{cp} = \frac{\int G dt}{t_{1-2}}. \quad (302)$$

Что касается числителя полученной дроби, то он может быть определен после подстановки под интеграл значения G из уравнения (298). Интеграл приведет к такому виду:

$$\int_0^t G dt = \int_{t=0}^{t=t_{1-2}} a(b-ct)^k dt, \quad (303)$$

что после выполнения квадратуры дает

$$\int G dt = \frac{-a}{c(k+1)} (b-ct)^{k+1} \Big|_{t=0}^{t=t_2}, \quad (304)$$

где, по-прежнему,

$$k = \frac{3}{3-n}.$$

Общий вес шаров найдется теперь как произведение их числа N на G_{cp}

$$\Sigma G = NG_{cp} = \frac{N}{t_{1-2}} \int G dt. \quad (305)$$

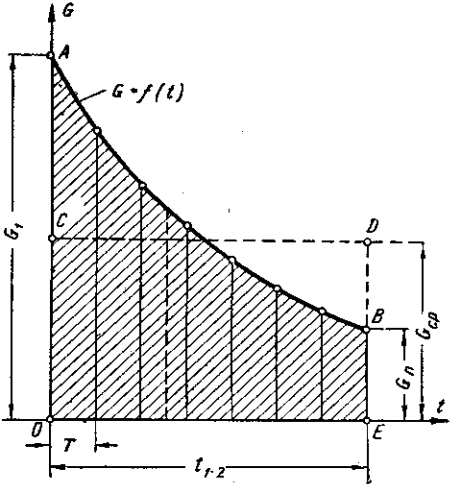


Рис. 74. Расчетная схема для определения веса шаров данного класса

Припоминая, что по уравнению (295) $N = \frac{t_{1-2}}{T_1}$, находим, что

$$\Sigma G = \frac{1}{T_1} \int G dt. \quad (306)$$

После соответствующих подстановок и преобразований окончательно получаем

$$\Sigma G = \frac{\pi \delta A}{2K(6-n)} \cdot \frac{D_1^{6-n} - D_2^{6-n}}{D_1^3}. \quad (307)$$

Таков суммарный вес шаров данного класса ($D_1 - D_2$).

Для того чтобы определить относительный выход этого класса, необходимо разделить найденный суммарный вес ΣG на общий вес (G_0) всей серии шаров, «прототипом» которой является шар D_1 . Вес G_0 может быть найден по тому же уравнению (307), что и раньше, если принять в нем D_2 равным нулю, т. е. считать, что шар работает до полного износа. Тогда

$$G_0 = \frac{\pi \delta A}{2K(6-n)} \frac{D_1^{6-n}}{D_1^3} = \frac{\pi \delta A}{2K(6-n)} D_1^{3-n}. \quad (308)$$

Очевидно, что процентный выход класса ($D_1 - D_2$), иначе, суммарный остаток на сите D_2 будет

$$\gamma = 100 \frac{\Sigma G}{G_0}.$$

После подстановки из выражений (307) и (308) находим

$$\gamma = 100 \frac{D_1^{6-n} - D_2^{6-n}}{D_1^{6-n}}$$

и окончательно

$$\gamma = 100 \left[1 - \left(\frac{D_2}{D_1} \right)^{6-n} \right]. \quad (309)$$

Это и есть формула К. А. Разумова для выхода крупного класса шаров [33].

Заменяя в последнем уравнении разность $(1 - \frac{\gamma}{100})$ на y и отношение $\frac{D_2}{D_1}$ на x , а также обозначая разность $(6 - n)$ одним показателем m , получаем для характеристики следующее уравнение:

$$y = x^m. \quad (310)$$

Отсюда видно, что при графическом изображении $\gamma = f(D)$, т. е. при построении характеристики крупности шаров, кривая имеет вид параболы высших степеней или поллитропы. Но при этом показатель степени m равен разности $(6 - n)$, следовательно, сумма показателей в уравнении характеристики шаров (309) и в исходном уравнении скорости износа (290) равна шести:

$$m + n = 6. \quad (311)$$

В этом состоит замечательная теорема проф. К. А. Разумова.

Так, в уравнении Девиса (287) принимается показатель $n = 3$, поэтому соответствующая ему характеристика крупности шаров имеет вид кубической параболы, так как $m = 6 - n = 6 - 3 = 3$:

$$\gamma = 100 \left[1 - \left(\frac{D}{D_1} \right)^3 \right]. \quad (312)$$

[См. также формулу (269)].

В уравнении Мартселля — Прентиса (288) показатель $n = 2$, следовательно, по теореме Разумова показатель степени в уравнении характеристики будет $m = 6 - n = 6 - 2 = 4$, откуда уравнение кривой Мартселля — Прентиса

$$\gamma = 100 \left[1 - \left(\frac{D}{D_1} \right)^4 \right]. \quad (313)$$

На сводном графике (рис. 75) кривая Мартселля расположена несколько выше, чем кубическая парабола (кривая Девиса).

По Бонду, см. уравнение (289), показатель $n = 2,3$, откуда $m = 6 - 2,3 = 3,7$ и

$$\gamma = 100 \left[1 - \left(\frac{D}{D_1} \right)^{3,7} \right]. \quad (314)$$

Соответствующая характеристика занимает на рис. 75 промежуточное положение между первыми двумя.

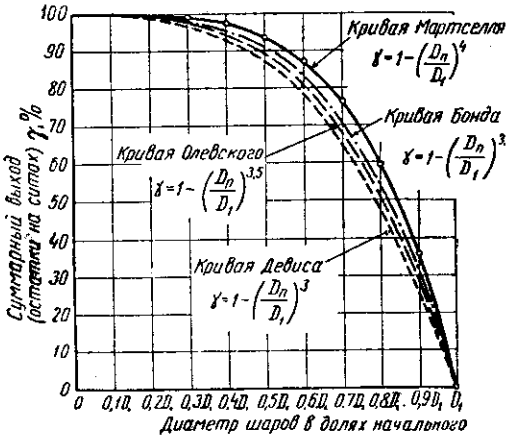


Рис. 75. Графическое изображение регулярной шаровой загрузки по различным теориям износа

В литературе сообщается, что на фабрике Лейк-Шор было найдено: $n = 2,6$, следовательно, здесь будет $m = 3,4$.

Различие между показателями n , полученными при различных испытаниях, проф. Таггарт объясняет различной скоростью вращения мельницы: при большом числе оборотов мельницы значительная часть шаров работает ударом и потому износ их пропорционален кубу диаметров ($n = 3$ — по Девису); при средних скоростях часть шаров работает ударом, а часть — истиранием, поэтому показатель n понижается до $2,6—2,3$ (по Разумову — Бонду); наконец, при малой скорости вращения большая часть шаров работает по принципу перекачивания и истирания, отчего скорость износа их пропорциональна поверхности или квадрату диаметра ($n = 2$, по Мартселлю и Прентису). В свете современных взглядов на баллистику шаров (см. § 26) в объяснении проф. Таггарта термин «скорость вращения» следует заменить коэффициентом заполнения (φ).

По вопросу о значении показателя n проф. К. А. Разумов отмечает: «вычисленные значения параметра n ... на основе опубликованных в литературе ситовых анализов установившейся шаровой нагрузки показывает, что среднее значение этого параметра очень близко к величине, найденной Бондом ($n = 2,3$).

Можно добавить, что в результате детального анализа многочисленных данных Кировской фабрики (АНОФ) автор этой книги пришел к заключению, что наиболее близкую к действительности картину дает кривая, соответствующая $n = 2,5$ и $m = 6—2,5 = 3,5$ и потому выход можно вычислять по формуле автора:

$$\gamma = 100 \left[1 - \left(\frac{D}{D_1} \right)^{3,5} \right]. \quad (315)$$

Сопоставление результатов дается в табл. 30 и на рис. 75, из которых нетрудно видеть, что наибольшее расхождение между выходом по одной из средних кривых и по кривой Девиса не превосходит примерно 5% (абсолютных). Поскольку это расхождение достаточно мало и к тому же близко к возможному ошибкам ситовых анализов, по нашему мнению, в обычных случаях практики следует при расчетах пользоваться более простой формулой Девиса (312) и основанном на ней «полукубическим» или «весовым» графиком (рис. 70, 72, 73 и др.). Лишь при особо точных расчетах следует прибегать к более сложным формулам (313), (314) и (315).

§ 45. Рационарированная догрузка шаров (практика Кировской АНОФ)

Как уже говорилось, догрузка может быть регулярной (одномерной) или рационарированной (двух- или многомерной).

Сравнительные испытания, проведенные на ряде обогатительных фабрик, показали, что переход от регулярной догрузки наибольшими шарами на рационарированную двухразмерную или трехразмерную догрузку, в которую наряду с наибольшими входят шары и меньших размеров, существенно повышает производительность шаровых мельниц. По этим основаниям многие зарубежные и некоторые отечественные фабрики перешли на рационарированную догрузку.

Таблица 30

Суммарный выход классов по формуле
 $\gamma = 1 - \left(\frac{D}{D_1} \right)^m$ при различных значениях
 показателя m

Класс	Суммарный выход, %			
	по Девису ($m = 3$)	по Олевскому ($m = 3,5$)	по Бонду ($m = 3,7$)	по Мартселлю ($m = 4$)
От D_1 до $0,75 D_1$	57,8	63,4	65,4	68,3
» D_1 » $0,625 D_1$	75,6	80,7	82,4	84,7
» D_1 » $0,50 D_1$	87,5	88,5	92,7	93,8
» D_1 » $0,25 D_1$	98,4	99,2	99,4	99,6
» D_1 » 0	100,0	100,0	100,0	100,0

Одной из первых, внедривших такую догрузку в СССР, была Кировская апатито-нефелиновая фабрика (АНОФ).

Характеристика установившейся шаровой загрузки, теоретически рассчитанная для АНОФ при условии рационализованного питания, уже приводилась выше (см. ломаную а на рис. 72).

В течение нескольких лет на Кировской фабрике вели систематический оперативный учет работы нескольких мельниц первой стадии [35]. Все наблюдения можно разбить на четыре серии, отличающиеся начальными условиями: либо общим количеством шаров в загрузке, либо ее составом. Начальная шаровая загрузка во всех случаях составлялась из кованых стальных шаров четырех размеров: диаметром 100, 75, 62,5 и 50 мм.

В опытах I серии шары указанных диаметров брались соответственно в количествах 20, 20, 40 и 20%; общий начальный вес загрузки составлял 16,5 т (табл. 31).

В опытах II серии процентное распределение шаров по крупности оставалось тем же, но общий вес шаров был повышен до 17,5 т.

В III серии, не отличавшейся от предыдущей по общему весу шаров (17,5 т), процентное распределение их было несколько видоизменено и составляло соответственно 30, 20, 30 и 20%, т. е. количество шаров диаметром 100 мм было увеличено с 20 до 30%.

В IV серии общий вес начальной шаровой загрузки достигал 19,5 т; процентное распределение тех же шаров (диаметром 100; 75; 62,5 и 50 мм) было принято соответственно следующим: 28, 18, 36 и 18%.

Ежесуточная догрузка во всех случаях была только рационализованной: догружались шары диаметром 100 и 75 мм, причем количество тех и других бралось одинаковым (по 50%).

Испытывались мельницы с решеткой внутренним диаметром $D = 2210$ мм, длиной $L = 3050$ мм (объем $V_0 = 11,7$ м³). Мельницы вращались со скоростью 20 об/мин, что составляет около 70% от критической (опыты, при которых скорость превышала указанную, в приводимые таблицы не включены).

Результаты испытаний всех четырех серий, охватывающие 39 опытов, графически иллюстрируются на рис. 76—80.

Для того чтобы исключить из рассмотрения данные, относящиеся к неустановившимся режимам, не учтены опыты, продолжавшиеся менее 60 дней.

Сопоставление средних результатов опытов приведено в сводной табл. 31.

Таблица 31

Сводка средних данных по износу шаров при рационализованной догрузке (АНОФ)

Показатели	Серии опытов			
	I серия (7 опытов)	II серия (11 опытов)	III серия (6 опытов)	IV серия (15 опытов)
Начальный вес шаровой загрузки G_0 , кг	16 500	17 500	17 500	19 500
Начальный состав шаровой загрузки, %:				
количество шаров диаметром 100 мм	20	20	30	28
» » » 75 »	20	20	20	18
» » » 62,5 »	40	40	30	36
» » » 50 »	20	20	20	18
Конечный вес шаров G' , кг	16 800	17 730	18 100	21 130
Расчетный вес шаровой загрузки $\frac{G_0 + G'}{2}$, кг	16 650	17 615	17 800	20 315
Коэффициент заполнения φ , %	32	34	34	38
Производительность мельницы Q , т/ч	13,9 ± 1	15,4 ± 1,2	15,4 ± 1,5	16,4 ± 1,5
Удельный расход шаровой стали на 1 т руды $\frac{\Delta G}{Q}$, кг/т	0,69 ± 0,03	0,78 ± 0,10	0,94 ± 0,10	0,85 ± 0,10
Коэффициент износа $K_{из}$ кг/т, в сутки	13,7 ± 1,2	16,2 ± 3,0	19,4 ± 3,0	16,5 ± 2,0
Конечный состав шаровой загрузки, %:				
класс 100 — 75 мм	23,5	22,1	25,6	31,0
» 75 — 62,5 »	32,3	20,6	22,2	26,7
» 62,5 — 50 »	22,8	32,5	28,5	22,4
» 50 — 25 »	15,1	15,4	17,7	13,4
» 25 — 0 »	6,3	9,4	6,0	6,5

А. Расход стали и коэффициент износа

В табл. 31 приведен фактический удельный расход шаровой стали, отнесенный к одной тонне переработанной руды $\frac{\Delta G}{Q}$, кг/т. Там же помещен «коэффициент износа» $K_{из}$, под которым понимается суточный расход шаровой стали, отнесенный к одной тонне средней шаровой загрузки $K_{из} = \frac{\Delta G}{G_0}$, кг/сутки на 1 т шаров.

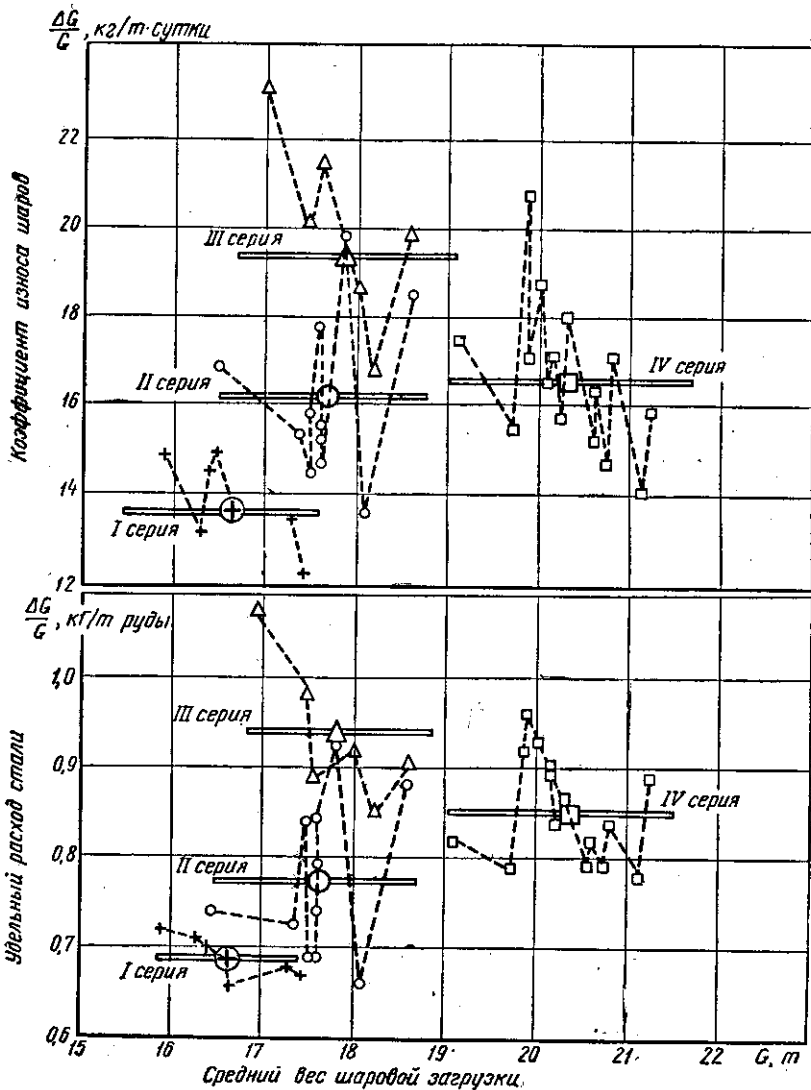


Рис. 76. Удельный расход стали в зависимости от коэффициента износа шаров (по четырем сериям опытов АНОФ)

Зависимость показателей от средней шаровой загрузки графически изображена на рис. 76.

Можно констатировать, что средний удельный расход стали и средний коэффициент износа не остаются постоянными, а колеблются в довольно широких пределах в зависимости от качества шаровой стали и твердости поступающей на фабрику руды. Так, средний по всем сериям (за 4 года) удельный расход стали составлял

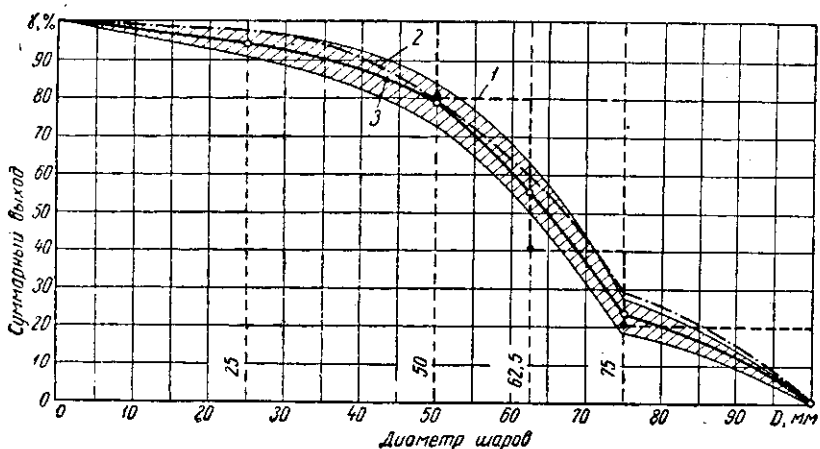


Рис. 77. Кривая гранулометрического состава шаровой загрузки в опытах I серии АНОФ ($G_{ш} = 16,5 \text{ т}$)

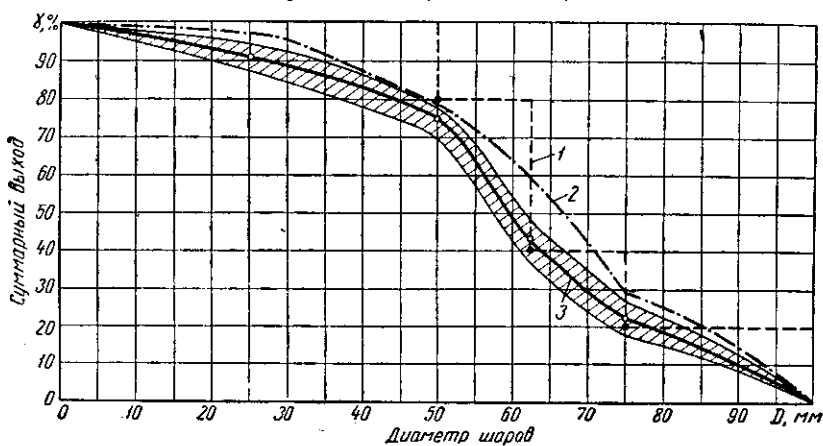


Рис. 78. Кривая гранулометрического состава шаровой загрузки в опытах II серии АНОФ ($G_{ш} = 17,5 \text{ т}$)

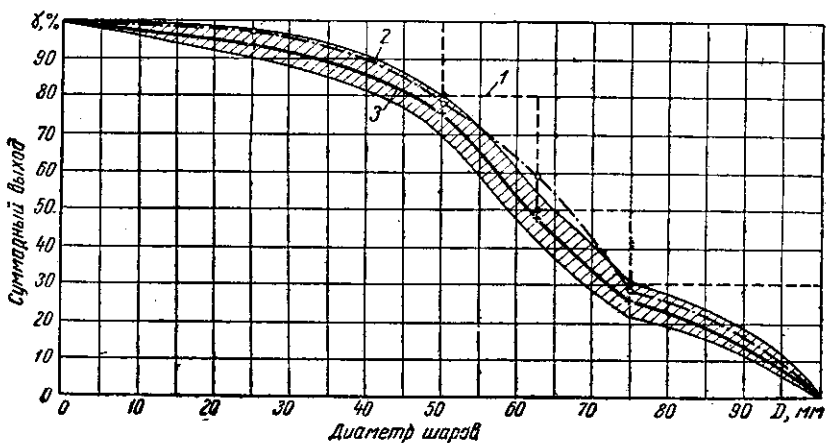


Рис. 79. Кривая гранулометрического состава шаровой загрузки в опытах III серии АНОФ ($G_{ш} = 17,5 \text{ т}$)

0,85 кг/т с колебаниями до $\pm 0,20$ кг/т, т. е. в пределах $\pm 24\%$ от среднего, а средний коэффициент износа был 15,5 кг/т при колебаниях ± 3 кг/т ($\pm 20\%$ от среднего). Между удельным расходом стали и коэффициентом износа наблюдается почти прямая пропорциональность*.

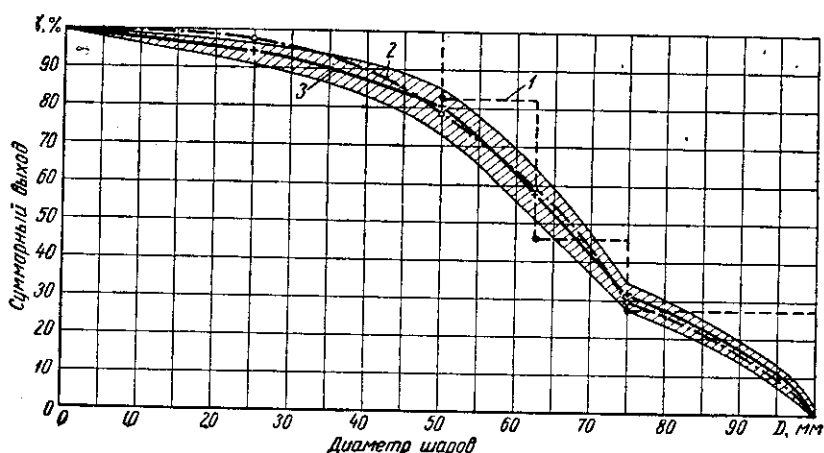


Рис. 80. Кривая гранулометрического состава шаровой загрузки в опытах IV серии АНОФ ($G_{ш} = 19,5$ т)

Б. Характеристика шаровой загрузки

При подборе рационированной догрузки мельницы в первую очередь возникает следующий вопрос: если выбраны размеры догружаемых шаров ($D_1 = 100$ мм и $D_2 = 75$ мм) и назначены коэффициенты рационирования ($\beta_1 = 50\%$ и $\beta_2 = 50\%$), то каков должен быть сортament начальной шаровой загрузки для того, чтобы установившийся режим наступил в кратчайший срок?

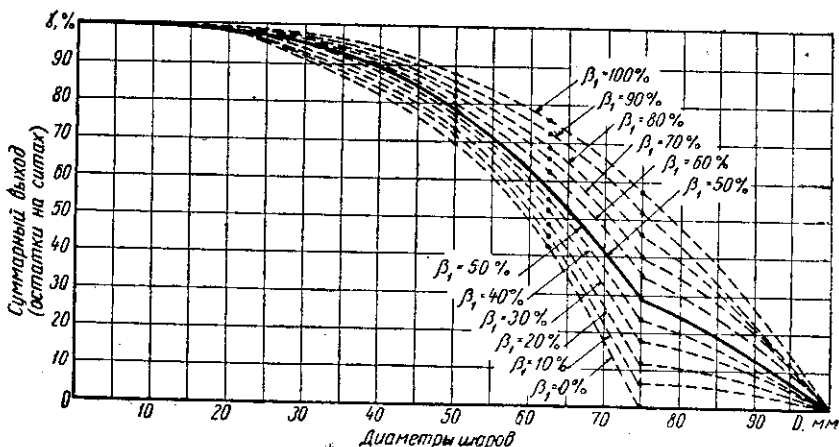


Рис. 81. Теоретические характеристики крупности шаровой загрузки при двухсерийной догрузке шарами $D 100$ и 75 мм

Очевидно, первоначальный гранулометрический состав смеси шаров должен быть выбран в соответствии с расчетной характеристикой той загрузки, которая образуется при установившемся режиме. В табл. 32 приведен ряд вариантов, соответствующих различным коэффициентам рационирования (начиная с $\beta_1 = 100\%$ и кончая $\beta_1 = 0\%$) при двухразмерной (двухсерийной) догрузке шарами $D_1 = 100$ и $D_2 = 75$ мм, принятой на АНОФ. Графически данные этой таблицы иллюстрируются «двойковыпуклыми» кривыми рис. 81.

* Для средних цифр (табл. 31) справедливо соотношение $K_{из} \approx 20 \left(\frac{G_0}{Q} \right)$

Выход классов крупности при двухразмерной (двухсерийной) догрузке шарами диаметром 100 и 75 мм

Содержание в догружаемой смеси шаров		Класс 100—75 мм		Класс 75—62,5 мм		Класс 62,5—50 мм		Класс 50—25 мм		Класс 25—0 мм	
диаметром 100 мм (β_1), %	диаметром 75 мм (β_2), %	выход, %	суммарный выход, %	выход, %	суммарный выход, %	выход, %	суммарный выход, %	выход, %	суммарный выход, %	выход, %	суммарный выход, %
100	0	57,8	57,8	17,8	75,6	11,9	87,5	10,94	98,44	1,56	100
90	10	52,0	52,0	20,9	72,9	12,8	85,7	12,4	98,1	1,9	100
80	20	46,2	46,2	22,8	69,0	15,0	84,0	13,9	97,9	2,1	100
70	30	40,5	40,5	25,2	65,7	16,7	82,4	15,3	97,7	2,2	100
60	40	34,7	34,7	27,5	62,2	18,5	80,7	16,9	97,6	2,4	100
55	45	31,8	31,8	28,8	60,6	19,2	79,8	17,7	97,5	2,5	100
50	50	28,9	28,9	30,0	58,9	20,0	78,9	18,5	97,4	2,6	100
45	55	26,0	26,0	31,2	57,2	20,9	78,1	19,2	97,3	2,7	100
40	60	23,2	23,2	33,3	55,5	21,7	77,2	20,0	97,2	2,8	100
30	70	17,3	17,3	35,0	52,3	23,4	75,7	21,3	97,0	3,0	100
20	80	11,5	11,5	38,4	49,9	23,9	79,8	22,8	96,7	3,3	100
10	90	5,8	5,8	39,8	45,6	27,2	72,8	23,5	96,4	3,6	100
0	100	0,0	0,0	42,2	42,2	28,2	70,4	25,9	96,3	3,7	100

Цифры, соответствующие принятому на АНОФ варианту ($\beta_1 = 50\%$ и $\beta_2 = 50\%$), в табл. 32 подчеркнуты, а отвечающая им характеристика нанесена на рис. 81 в виде жирной сплошной кривой. Как видно из этих данных, начальную шаровую загрузку нужно было бы составить следующим образом: 29% шаров $D_1 = 100$ мм; 30% — $D_2 = 75$ мм; 20% — $D_3 = 62,5$ мм и 21% — $D_4 = 50$ мм. Ни в одной из четырех упоминавшихся серий такая пропорция не была выдержана*.

На рис. 77—80 начальная шаровая загрузка изображена ступенчатыми линиями 1, а теоретическая — осевым пунктиром 2. Тем, что теоретически необходимые соотношения не были выдержаны ни в одной серии опытов, можно объяснить тот факт, что средние по серии конечные характеристики (см. кривые 3) также отличались от теоретических.

Теоретический выход самого крупного класса + 75 мм (или 100—75 мм) должен составлять, округленно, 29% (см. табл. 32). Вместе с тем в опытах I и II серии начальное содержание класса + 75 мм назначалось в количестве немного более 20%. В связи с начальным «недостатком» этих наиболее крупных шаров продолжительное время происходило накапливание их. Однако к концу испытаний ни в опытах I, ни в опытах II серии выход рассматриваемого класса + 75 мм не поднялся до теоретического уровня и занимал промежуточное положение между 20% и теоретически возможными 29%, а именно: в I серии опытов выход стабилизировался в среднем на уровне 23,5%, это видно из рис. 77, где все опытные характеристики охвачены заштрихованной полосой, а средняя по серии характеристика нанесена в виде жирной сплошной линии 3. Во II серии (рис. 78) наблюдалась вполне аналогичная картина: стабилизации отвечает в среднем выход 22,1% и лишь в одном опыте (из общего числа 11) выход рассматриваемого класса совпал с теоретическим.

Другая картина наблюдается в опытах III и IV серии, когда начальное содержание наиболее крупных шаров (+ 75 мм) задавалось близким к теоретическому: в количестве соответственно 30 и 28%, что отличалось от теоретического всего на $\pm 1\%$. Так, в опытах III серии средний выход класса + 75 мм составлял уже 25,6%. Для опытов этой серии принимались, по-видимому, малостойкие шары из мягких сортов стали и износ их был особо значительным (см. рис. 76). Этим можно объяснить то обстоятельство, что в III серии выход класса + 75 мм не достиг теоретического, хотя и повысился заметно против начального.

В противоположность этому в опытах IV серии выход класса + 75 мм во всех случаях превышал теоретическую величину, составляя в среднем 31%, что на 2% выше теоретического (см. рис. 80).

Отсюда можно сделать следующий вывод: если при рационализованной догрузке шаров выход наиболее крупного класса в начальной шаровой загрузке взят значитель-

* Методика расчета рационализованной догрузки была опубликована автором этой книги лишь в 1950 г. [29], а опыты АНОФ производились задолго до этого срока.

но ниже расчетного, то в установившейся загрузке он также будет ниже теоретического (I и II серии); наоборот, в том случае, когда начальный выход равен расчетному, конечный будет приближаться к теоретическому (III серия) или даже несколько превзойдет его (IV серия).

Переходя к средним классам, отмечаем аналогичное положение. Расчетный выход среднего класса 75—62,5 мм равен 30% (табл. 32), но ни в одной серии опытов начальный выход этого класса не достигал такого уровня: в I, во II и в III серии он составлял всего 20%, в IV — 18%.

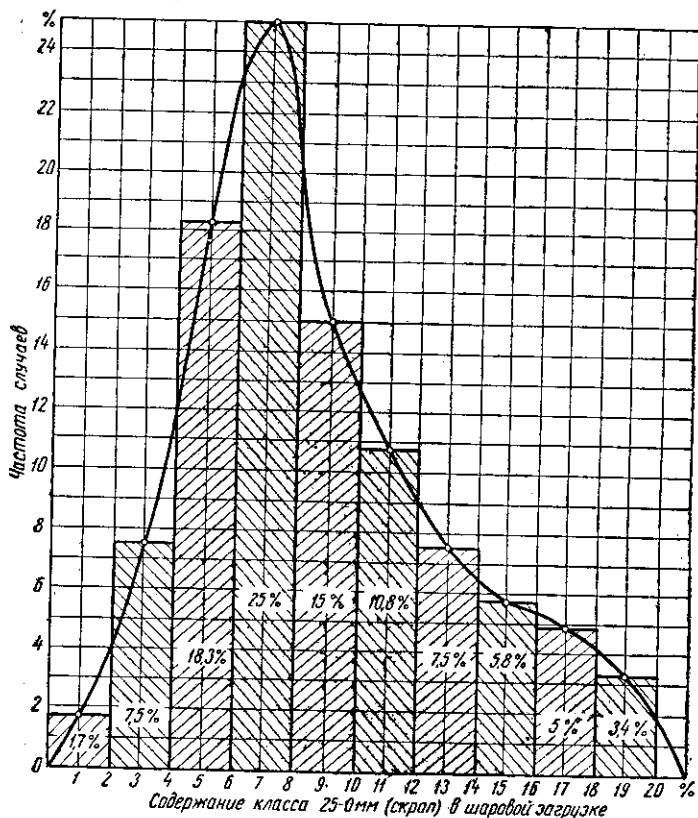


Рис. 82. Графическое изображение частоты выхода класса 25—0 мм (скрапа) по опытам Кировской АНОФ

В связи с этим выход этого класса в конечной шаровой загрузке оказался в большинстве случаев ниже теоретического (табл. 31); он составлял: во II серии — 20,6%, в III — 22,2%, в IV — 26,7%. Лишь в опытах I серии средний выход был несколько больше теоретического (32,3%), что можно объяснить повышенным качеством шаров диаметром 75 мм, погружавшихся в ранних опытах I серии.

Следовательно, вывод, сделанный по поводу самых крупных шаров, можно распространить и на шары средних размеров.

В. Бой шаров

Выход мелющих тел самых малых размеров, т. е. класса 25—0 мм или так называемого «скрапа», во всех случаях превышал теоретические 2,6%, указанные в табл. 32, в среднем примерно в два с половиной раза (табл. 31), а в отдельных случаях и более. Этот результат можно объяснить тем, что часть мелких шаров вместо постепенного износа с закономерным уменьшением диаметра внезапно раскалывается в результате ударов самых крупных шаров. Так, например, уменьшающийся в размерах шар начального диаметра 75 мм, дойдя до диаметра 15 или 12 мм и попадая под удары крупных шаров (диаметром 100 мм), разбивается ими на мелкие осколки, совершенно так же, как дробится кусок крепкой руды. Мелкие шары являясь, таким образом, для самых крупных шаров такой же «мишенью» — объектом измельчения, как и мякжие куски руды. В результате раскалывания шаров наблюдается значительное превышение выхода скрапа 25—0 мм по сравнению с теоретическим. Распределение выхода по частотам изображено на рис. 82, составленном по данным 120 определений Кировской АНОФ. Наибольшая частота

(25%) падает на выход от 6 до 8%, т. е. $7 \pm 1\%$. Это подтверждается и сводной табл. 31, где, как среднее из 39 опытов, получен выход 6,5% класса 25—0 мм. Этим доказывается, что помимо «нормальной» изношенных шаров (2,6%) в мельнице имеется еще примерно 5—8% боя, т. е. балластного материала, представляющего собой осколки разбитых шаров.

Г. Износоустойчивость шаров различной крупности

Необходимо остановиться на вопросе об оценке сравнительной износоустойчивости шаров различных размеров.

Проведем воображаемый опыт, все показатели которого совпадают со средними по I серии и допустим, что режим был полностью установившимся: средняя шаровая загрузка составляла $G_0 = 16,65$ т; а среднесуточный расход шаровой стали $\Delta G = 230$ кг; в таком же общем весовом количестве ежесуточно догружаются шары: 114 кг (около 50%) диаметром 100 мм и 116 кг (около 50%) диаметром 75 мм.

Схема догрузки и износа шаров по классам изображена на рис. 83, где приведен выход каждого класса шаров. На рис. 83 соответственно выходу указан и общий вес шаров данного класса в шаровой загрузке, например: вес класса 100—75 мм равен $G_1 = 3,9$ т (23,5%); класса 75—62,5 мм $G_2 = 5,48$ т (32,3%) и т. д. Принимаем вес одного шара диаметром 100 мм — 4,05 кг; диаметром 75 мм — 1,7 кг; диаметром 62,5 мм — 1 кг и диаметром 50 мм — 0,5 кг. Отсюда в суточной догрузке должно быть 28 шт. шаров диаметром 100 мм ($28 \times 4,05 = 114$ кг). Очевидно, что этими шарами пополняется находящийся в мельнице класс 100—75 мм. Но при установившемся режиме такое же число (28 шт.) шаров, диаметр которых достиг после износа 75 мм, переходит из класса 100—75 мм в следующий класс 75—62,5 мм. Вес переходящих в сутки 28 шаров диаметром 75 мм составит $28 \times 1,7 = 47,6$ кг. Следовательно, разность $\Delta G_1 = 114 - 47,6 = 66,4$ кг представляет собой суточный износ класса 100—75 мм, т. е. количество шаровой стали, которое отделяется с поверхности крупных шаров, превращаясь в металлическую пыль, уносимую из мельницы. Относя суточный износ данного класса к общему весу его ($G_1 = 3,9$ т), находим первый коэффициент износа

$$K_{из} = \frac{\Delta G_1}{G_1} = \frac{66,4}{3,9} = 17 \text{ кг/т} \cdot \text{сутки}.$$

Таков был бы износ шаров наиболее крупного класса 100—75 мм, если бы в воображаемом «среднем» опыте режим был установившимся.

Аналогичным образом рассчитываем баланс металла по следующему классу 75—62,5 мм. Этот класс шаровой загрузки пополняется из двух источников: во-первых, за счет изношенных шаров диаметром 75 мм, переходящих в данный класс из более крупного в количестве 28 шт/сутки, общим весом 47,6 кг, и, во-вторых, за счет новых шаров диаметром 75 мм, догружаемых в порядке рационализации, в количестве 68 шт., общим весом 116 кг. Суммарный «приток» шаров диаметром 75 мм в класс 75—62,5 мм составляет, таким образом, $28 + 68 = 96$ шт., с суммарным весом $47,6 + 116 = 163,6$ кг (рис. 83).

Убыль шаров рассматриваемого класса состоит из двух частей: из переходящих в следующий, более мелкий класс изношенных шаров диаметром 62,5 мм (96 шт. по 1 кг, всего 96 кг) и потери в виде металлической пыли. Этот «чистый износ» найдется по разности: $\Delta G_2 = 163,6 - 96 = 67,6$ кг. Отсюда коэффициент износа, отнесенный ко второму классу крупности, будет $K_{из} = \frac{\Delta G_2}{G_2} = \frac{67,6}{5,48} = 12,3$ кг/т · сутки, где $G_2 = 5,48$ т — общий вес шаров класса 75—62,5 мм (рис. 83).

На схеме приведен аналогичный расчет по классам 62,5—50 и 50—0 мм. Коэффициент износа равен здесь соответственно $K_{из} = 12,6$ и $13,7$ кг/т · сутки.

Подводя итоги, констатируем, что коэффициент износа, рассчитанный для класса 100—75 мм, достигает 17 кг/т, в то время как по остальным классам он составляет всего 12,3; 12,6; 13,7 кг/т, а в целом по мельнице 13,8 кг/т. Отсюда можно заключить, что в опытах I серии шары диаметром 100 мм обладали относительно низкой износоустойчивостью. Возможно, что по этой причине выход класса 100—75 мм в этой серии оказался намного ниже теоретического (см. рис. 77).

Резко отличающаяся картина дает воображаемый опыт, соответствующий средним показателям IV серии. Схема догрузки и износа шаров, рассчитанная по средним данным IV серии, изображена на рис. 84. Коэффициент износа ($K_{из} = 15,2$ кг/т), полученный расчетом для наиболее крупного класса 100—75 мм, оказался здесь гораздо ниже, чем для более мелких классов (18,3; 15,7; 17,6 кг/т) и ниже, чем средний по мельнице в целом (16,5 кг/т). Этим доказывается, что износоустойчивость новых шаров диаметром 100 мм здесь была намного выше, чем в остальных сериях. В результате происходило накопление шаров в классе 100—75 мм и выход этого класса во всех опытах IV серии был выше теоретического (рис. 80).

Приведенные примеры показывают, что при проектировании желательной характеристики установившейся шаровой загрузки коэффициент рационализации должен назначаться с учетом различной износоустойчивости крупных и мелких шаров, входящих в ежесуточную или сменную рационализованную догрузку.

Общий вес шаровой загрузки $G_0 = 16,65 \text{ т}$
 Суточная догрузка $\sim 230 \text{ кг}$
 Догружаются шары: $\phi 100 \text{ мм} - 50\%$ и $\phi 75 \text{ мм} - 50\%$

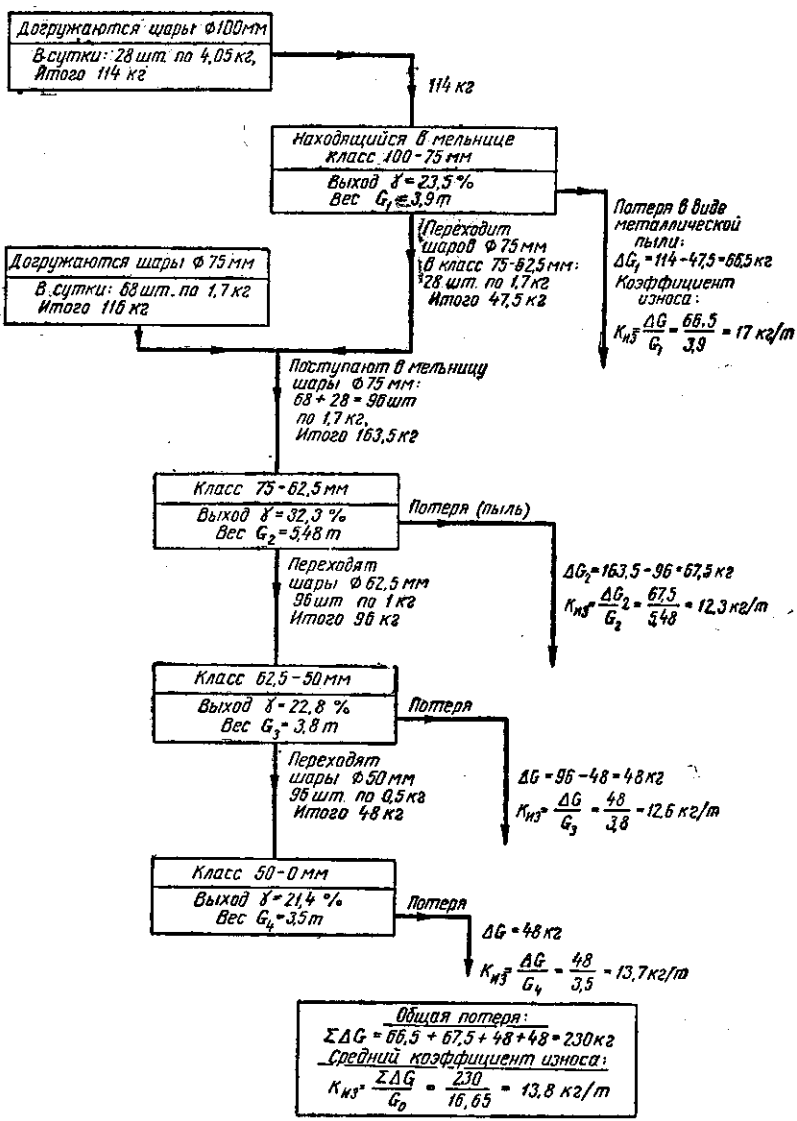


Рис. 83. Схема догрузки и износа шаров, рассчитанная по средним данным опытов I серии

Общий вес шаровой загрузки $G_0 = 20,3$ т
 Суточная догрузка - 336 кг
 Догружаются шары: $\Phi 100$ мм - 50% и $\Phi 75$ мм - 50%

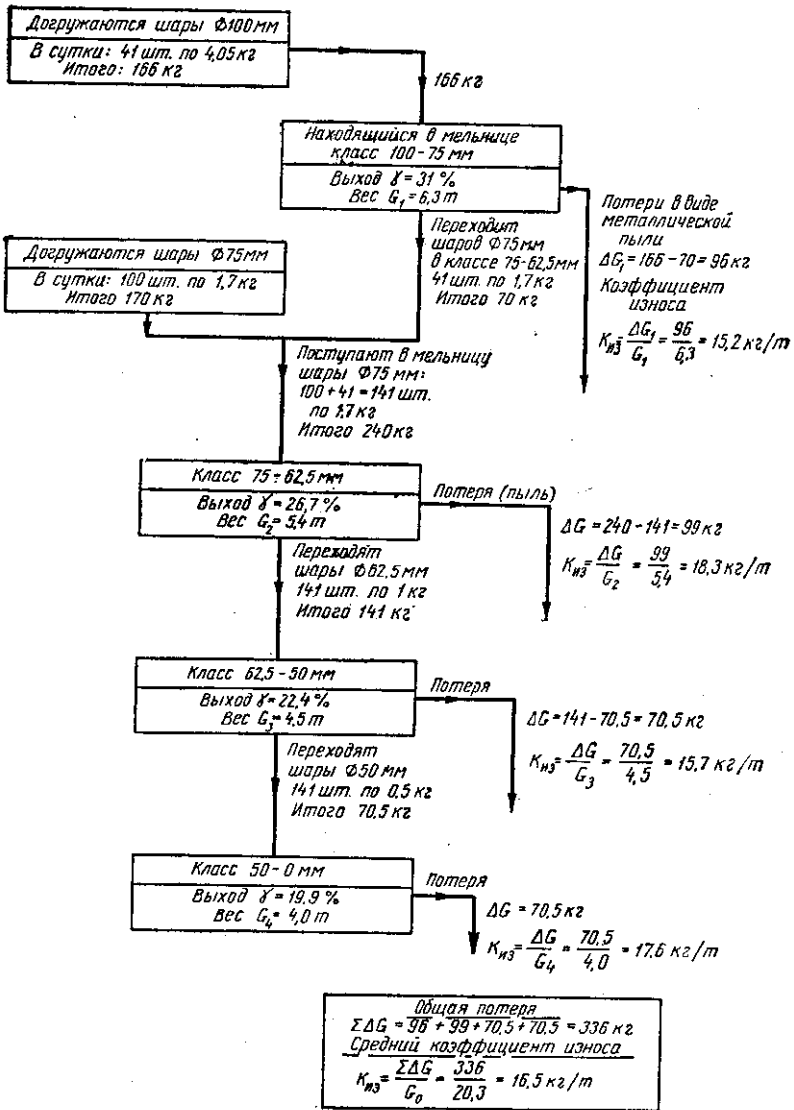


Рис. 84. Схема догрузки и износа шаров, рассчитанная по средним данным опытов IV серии

Д. Производительность мельницы при разном коэффициенте заполнения

На рис. 85 отражены результаты опытов всех серий, а также ряда других, не попавших в число зачетных. Всего на рис. 85 отражено 120 определений производительности (Q) нескольких мельниц (2210×3050), работавших при постоянной скорости вращения ($n = 20$ об/мин, $\psi = 70\%$). Часовая производительность их дается в зависимости от среднего веса шаровой загрузки ($G_{\text{ср}}$). Последний вычислялся каждый раз как среднее арифметическое из начального и конечного весов

$$G_{\text{ср}} = \frac{G_0 + G'}{2}$$

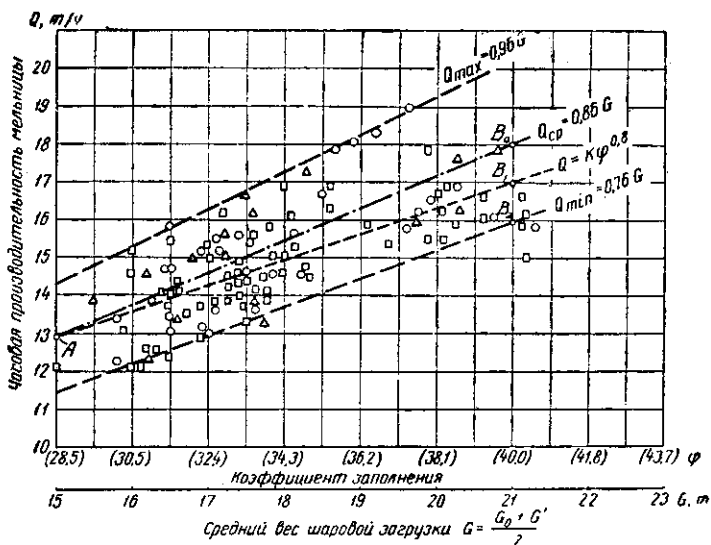


Рис. 85. Зависимость производительности мельницы 2210×3050 от шаровой загрузки (Кировская АНОФ)

Как видно из рис. 85, верхняя пунктирная прямая, ограничивающая точки с максимальной производительностью, отвечает приближенному уравнению

$$Q_{\text{max}} \approx 0,96 G_{\text{ср}}, \quad (316)$$

а нижняя граничная прямая — уравнению

$$Q_{\text{min}} \approx 0,76 G_{\text{ср}}.$$

В связи с этим средняя прямая, соответствующая наиболее вероятным средним значениям производительности, может быть в данном случае приближенно охарактеризована уравнением

$$Q_{\text{ср}} \approx 0,86 G_{\text{ср}}. \quad (317)$$

Если принять согласно уравнению (317), что часовая производительность, отнесенная к одной тонне шаровой загрузки, в среднем близка к $\frac{Q}{G_{\text{ср}}} = 0,86 \pm 0,10$ т/ч на 1 т шаров, то окажется, что для опытов I серии, когда средний вес шаровой загрузки составлял $G_{\text{ср}} = 16,65$ т, расчетная часовая производительность должна составить $Q_p = (0,86 \pm 0,1) \cdot 16,65 = 14,3 \pm 1,6$ т/ч. Действительная производительность находилась в пределах 13—15 т/ч (табл. 31).

Для II и III серий расчет дает $Q_p = 0,86 \cdot 17,7 = 15,2 \pm 1,7$ т/ч, а наблюдения — от 14,2 до 17 т/ч или в среднем 15,5 т/ч; наконец, для IV серии по расчету имеем $Q = 0,86 \cdot 20,3 = 17,4 \pm 2$ т/ч, в то время как опытная величина лежит в пределах 15—18 т/ч, а средняя арифметическая равна 16,4 т/ч. Таким образом, уравнение (317) удовлетворяет средним данным сводной табл. 31. На этом основании можно предполагать, что в случае перехода на «нормальный» коэффициент заполнения $\varphi = 45\%$, при котором вес шаров увеличится примерно до 24 т, часовая производительность по исходной руде (при заданной фиксированной крупности готового продукта $\beta = 57\%$

минус 0,074 мм) повысится до $Q=0,86 \cdot 24 = 20,6$ т/ч, что будет почти на 20% выше того, что было достигнуто при коэффициенте заполнения $\varphi = 38\%$ ($G_{\text{ср}} = 20$ т).

Приведенный расчет базировался на линейном законе роста производительности с увеличением шаровой загрузки или пропорционального ей коэффициента заполнения φ . Следовательно, для мельниц АНОФ уравнение (317) может быть заменено эквивалентным ему уравнением

$$Q = K\varphi, \text{ т/ч}, \quad (318)$$

где φ — коэффициент заполнения в процентах; K — коэффициент, равный 0,452 т/процент.

Возможность прямой пропорциональности между Q и φ оспаривается рядом исследователей, в частности авторами «Норм расчета и проектирования пылепроизводительных установок» (Госэнергоиздат, 1958) рекомендуется при расчете производительности мельниц принимать, что последняя пропорциональна коэффициенту, взятому в степени 0,6:

$$Q = K\varphi^{0,6}. \quad (319)$$

Как видно из рис. 85, отражающего опыт работ 18 мельниц на протяжении почти трех лет (на рис. 85 помещены результаты 120 наблюдений), принять соотношение (319) для АНОФ было бы невозможно. Так, считая точку A с координатами $G = 15$ т ($\varphi = 28,5\%$) и $Q = 12,9$ т/ч исходной для всех вероятных кривых, находим для точки, имеющей абсциссу $G = 21$ т (или $\varphi = 40\%$) по уравнению (318),

$$Q_{\text{ср}} = 18 \text{ т/ч (см. точку } B_0\text{):}$$

по варианту $Q = K\varphi^{0,6}$, согласно уравнению (319), $Q_{\text{ср}} = 16$ т/ч (см. точку B_2).

Из графика видно, что расчетная точка B_2 окажется лежащей на нижней граничной кривой, что не соответствует картине фактического распределения точек в правой части графика. Поэтому формулу (319) в данном случае нельзя считать применимой.

Допуская, что крайняя точка не совпадает ни с точкой B_0 , ни с точкой B_2 , а находится где-то в промежутке между ними, можно принять для ординаты искомой точки как наименьшее возможное значение $Q_{\text{ср}} = 17$ т/ч (см. точку B_1). В этом случае прямая AB_0 должна быть заменена кривой AB_1 , как показано пунктиром на графике. Кривой AB_1 соответствует уравнение

$$Q = K\varphi^{0,8}. \quad (320)$$

Подводя итог анализу, можно сформулировать общий вывод следующим образом: на основе 120 определений, сделанных на АНОФ на протяжении нескольких лет с большим количеством однотипных мельниц, можно заключить, что при прочих равных условиях (одинаковая скорость вращения, одинаковый по тонкости готовый продукт и т. д.) производительность мельницы по исходной руде пропорциональна некоторой степени коэффициента заполнения

$$Q = K\varphi^n. \quad (321)$$

причем показатель степени есть число меньше единицы, но большее 0,6:

$$1 > n > 0,6.$$

Этот вывод действителен для диапазона $0,28 < \varphi < 0,40$.

Рекомендуемый «Нормами расчета и проектирования пылеприготовительных установок» показатель степени $n = 0,6$ опытами Кировской АНОФ не подтверждается. Здесь наиболее вероятное значение показателя.

$$n = 0,8 - 0,9. \quad (322)$$

Поскольку различие между расчетом по формулам (318) и (322) практически невелико и лежит в пределах точности самих определений, во всех дальнейших расчетах можно принимать за основу приближенное уравнение (318), ориентировочно считая производительность прямо пропорциональной первой степени коэффициента заполнения мельницы шарами (если этот коэффициент изменяется в небольших пределах).

* * *

Экономичность перехода с одноразмерных шаров на рационализованную догрузку подтверждается опытом ряда фабрик. Так, на одной фабрике США переход с шаров $D = 75$ мм на догрузку смесью из 25% шаров $D = 75$ мм и 75% шаров $D = 50$ мм позволил повысить производительность мельницы 3000×3000 на 6—8% [36].

Имеются и другие аналогичные примеры, которыми доказывается целесообразность широкого внедрения рационализованной догрузки шаров на отечественных обогатительных фабриках.

§ 46. Сводка данных по теории износа шаров

1. Как показали экспериментальные исследования, скорость износа шара в мельнице, т. е. убыль его веса в единицу времени, пропорциональна n -ой степени диаметра

$$\frac{dG}{dt} = -K_{\text{из}} D^n,$$

где $K_{\text{из}}$ — коэффициент износа.

Показатель степени n зависит от скоростного режима мельницы, от качества металла и других причин. При тихоходном режиме (с перекачиванием шаров без подбрасывания) значение показателя близко к $n = 2$, а следовательно, скорость износа пропорциональна квадрату диаметра или поверхности шара (по Мартселлю и Прентису). При обычном смешанном режиме (с преимущественным подбрасыванием) показатель приближается к $n = 2,3$ (по Бонду и Разумову) или $n = 2,5$ (по Олевскому, на основе данных АНОФ). При быстроходном режиме этот показатель $n = 3$ (по Девису).

При приближенных расчетах можно пренебречь расхождением результатов, считая $n=3$ (по Девису), т. е. принимая скорость износа пропорциональной кубу диаметра или его весу (объему). Эта величина соответствует быстроходным мельницам, т. е. заполнению $\varphi \approx 0,45$, и скорости вращения, приближающейся к 80% от критической.

2. При регулярной догрузке мельницы однородными шарами диаметром D_1 («односерийная догрузка») гранулометрическая характеристика всей шаровой загрузки приобретает вид параболической кривой: суммарный выход (γ) классов, крупнее D мм может быть выражен уравнением (309)

$$\gamma = 100 \left[1 - \left(\frac{D}{D_1} \right)^m \right], \quad \%,$$

причем по теореме Разумова сумма показателей в формулах (290) и (309) всегда равна 6, т. е.

$$n + m = 6,$$

откуда

$$m = 6 - n.$$

3. Принимая для показателя n то или иное численное значение, получаем соответствующую величину второго показателя, а именно: $m=4$ (по Мартселлю); $m=3,5$ (по Олевскому); $m=3,7$ (по Бонду) и $m = 3$ (по Девису).

4. Наиболее простые соотношения дает кубическая парабола Девиса ($m = 3$). В этом случае характеристика крупности шаров (см. рис. 69) может быть заменена весовым графиком (см. рис. 70). На оси абсцисс его откладывают диаметры в кубе или веса шаров, по оси ординат — суммарный выход классов. Согласно формуле Девиса, на таком графике характеристика имеет вид прямой линии, так как при $m = 3$ в формуле (309) суммарный выход крупных классов будет определен по формуле (312).

$$\gamma = 1 - \left(\frac{D}{D_1} \right)^3.$$

5. При составлении первоначальной шаровой загрузки следует заполнять мельницу шарами различных размеров в соответствии с той характеристикой крупности, какая будет наблюдаться при установившемся режиме. При этом условии характеристика останется стабильной и будет сохраняться в период перехода от начальной шаровой загрузки к конечной. При регулярной догрузке однородными шарами начальная загрузка подбирается по кривой Девиса (см. рис. 69).

6. При рационазированной догрузке, составленной из смеси шаров разного размера D_1, D_2 и т. д., суммарный выход крупных классов определяется суммой частных выходов

$$\gamma = \frac{1}{100} (\gamma_1 \beta_1 + \gamma_2 \beta_2 + \dots + \gamma_n \beta_n),$$

где $\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_n$ — коэффициенты рационарования, представляющие отношения веса шаров данного размера к общему весу партии догружаемых одновременно шаров.

При загрузке шарами двух размеров D_1 и D_2 («двухсерийная догрузка») характеристика приобретает вид «двояковыпуклой» кривой, состоящей из двух отрезков кубических парабол (рис. 81), при трехсерийной догрузке — характеристика состоит из трех криволинейных участков («тремяковыпуклая» кривая) (см. рис. 71).

7. При рационазированной догрузке весовой или полукубический график получает вид ломаной, состоящей из нескольких прямолинейных отрезков соответственно числу серий (см. рис. 72 и 73).

8. Вес порции догружаемых шаров как однородных (регулярная догрузка), так и двух- или многоразмерных (рационазированная догрузка) 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 может быть определен двумя способами: либо по удельному расходу стали, отнесенному к одной тонне пропущенной руды ($\frac{\Delta G}{Q}$), либо по коэффициенту износа $K_{из}$, выраженному в кг/сутки на тонну общей шаровой загрузки [см. формулу (246)]. Между показателями существует прямая пропорциональная зависимость.

9. При рационазированной загрузке необходимо учитывать различную износостойкость крупных и мелких шаров, входящих в состав догружаемой партии (см. рис. 83, 84), принимая для шаров разного размера различные значения коэффициента износа $K_{из}$.

10. При прочих равных условиях производительность мельницы пропорциональна дробной степени коэффициента заполнения

$$Q = K \varphi^n,$$

где наиболее вероятное значение показателя лежит в пределах

$$n = 0,8 - 0,9.$$

При малом изменении коэффициента заполнения (в пределах $\pm 5\%$ абсолютных) можно без большой погрешности принимать показатель n равным единице, т. е. считать прирост (убыль) производительности прямо пропорциональным приросту (снижению) коэффициента заполнения [формула (318) и рис. 85].

ГЛАВА VIII

ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ ПРОДУКТОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

§ 47. Условный и средний диаметр зерна

А. Условный диаметр

Если минеральное зерно, кусок или частица имеет шарообразную форму, то размер его однозначно характеризуется диаметром того шара, к которому близко по форме рассматриваемое зерно (кусок, частица). В этом случае диаметр зерна совпадает с диаметром минимального круглого отверстия сита, через которое зерно проходит.

В большинстве случаев минеральные зерна имеют неправильную форму, поэтому при определении их номинального размера зерно заменяют телом правильной формы, в каком-либо отношении эквивалентным данному. Так как размеры минеральных кусков, зерен и частиц в большинстве случаев устанавливаются путем ситовых анализов, т. е. путем грохочения, то таким «эквивалентом» является размер минимальной ячейки сита или решета, через которую еще проходит данное зерно. Диаметр круглых (или сторона квадратных) отверстий сита, определяющих «габариты» наибольших проходящих через них кусков или зерен, считается условным диаметром последних.

Для мелких продуктов (мельче 40 мк) крупность устанавливается в результате шламового (иначе седиментационного) анализа, поэтому для них условным диаметром считается диаметр правильного шара, падающего в воде с той же конечной скоростью, что и данное зерно.

Таким образом, условным диаметром d куска, зерна или частицы неправильной геометрической формы на практике считают диаметр «эквивалентного» по грохотимости (при ситовом анализе) или по равнопадаемости (при шламовом анализе) шара.

Наконец, крупность частиц менее 5—10 мк определяется при помощи микроскопа. При минералогическом (микроскопическом) анализе условный диаметр может быть определен несколькими различными методами. Так, по Мартину, условным или среднестатистическим диаметром считается отрезок, который отсекает контур зерна на линии, делящей пополам площадь изображения его в поле зрения под микроскопом. По методу Фере условный статистический диаметр находят [37], измеряя расстояния между крайними ординатами, касательными к контуру изображения.

Иногда при минералогическом анализе пользуются методом нахождения условного диаметра как диаметра круга, равновеликого (по площади) проекции зерна на плоскость поля зрения:

$$\frac{\pi d_{\text{усл}}^2}{4} = F,$$

откуда

$$d_{\text{усл}} = \sqrt{\frac{4F}{\pi}}. \quad (323)$$

Таким образом, для полной определенности условного диаметра зерна каждый раз должно быть указано, при каких обстоятельствах он определяется: если речь идет о ситовом анализе, то необходимо указать форму отверстий сит (круглые, квадратные, щелевые); при шламовом анализе указывается режим движения — ламинарный (когда диаметр вычисляется по Стоксу или неламинарный (когда расчет ведется по формулам для переходной зоны или для турбулентного движения); при микроскопическом анализе указывается принятый способ замера условного диаметра.

Если перечисленные обстоятельства оговорены, то истолкование условного диаметра становится однозначным.

Б. Эквивалентный диаметр

От условного диаметра, фактически найденного тем или иным способом непосредственного замера, следует отличать разного рода «эквивалентные» диаметры.

Например, если данное зерно сопоставляется с равновеликим по объему шаром, то диаметр такого шара иногда считают «номинальным размером зерна по эквиваленту объемов»

$$d_{\text{экр}} = \sqrt[3]{\frac{6V}{\pi}}. \quad (324)$$

Эквивалентность может быть установлена также по принципу равенства поверхности зерна и поверхности шара или по другим геометрическим и физическим признакам.

Поскольку любой эквивалентный диаметр всегда может быть сведен либо к категории «условных», либо к типу «средних» (см. ниже), предпочтительнее не выделять эквивалентные диаметры в самостоятельную категорию, а относить их к одному из основных, т. е. либо к условным, либо к средним, определяемым по тому или иному признаку (принципу).

В. Средний диаметр зерна

Помимо приведенного выше чисто практического определения крупности по условному диаметру предложено несколько различных других способов оценки крупности кусков и зерен неправильной формы. Делались неоднократные попытки дать эту оценку с помощью лишь одного линейного измерителя, заменяющего все три измерения. Например, чтобы охарактеризовать одним числом размеры эллипсоидообразного зерна длиной l , шириной b и толщиной h , можно оценить его некоторым средним диаметром $d_{\text{ср}}$, взятым как полусумма наибольшего и наименьшего размера ($d_{\text{ср}} = \frac{l+h}{2}$), либо найденным как среднее арифметическое из всех трех размеров:

$$d_{\text{ср}} = \frac{l+b+h}{3}. \quad (325)$$

Понятие средний диаметр становится в этом случае определенным только при том условии, что будет оговорено, в каком отношении устанавливается эквивалентность между данным зерном и телом правильной геометрической формы. Например, среднегеометрический диаметр, найденный по формуле $d_{\text{ср}} = \sqrt{lbh}$, соответствует условию, что эллипсоидальное зерно длиной l , шириной b и толщиной h заменяется кубом (с ребром $d_{\text{ср}}$), эквивалентным зерну в том отношении, что объем такого куба равен объему правильного параллелепипеда, имеющего те же размеры l , b и h , что и данное зерно.

Очевидно, для данного зерна можно подобрать столько различных средних диаметров, сколько взято способов сопоставления его с эквивалентным телом правильной геометрической формы. Например, средний гармонический диаметр находится по формуле

$$d_{\text{ср}} = \frac{6lbh}{2lb + 2lh + 2bh}. \quad (326)$$

которая может быть преобразована к следующему виду:

$$d_{\text{ср}} = \frac{6V}{S}. \quad (327)$$

где $V = lbh$ — объем параллелепипеда; S — суммарная поверхность его шести граней.

Вычисленный по формуле (326) диаметр иногда называют натуральным. Следовательно, натуральным диаметром зерна можно считать ребро такого куба, у которого отношение объема к поверхности равно отношению объема к поверхности параллелепипеда, имеющего ту же длину, ширину и толщину, что и данное зерно.

Таким образом, говоря о некотором среднем диаметре, необходимо всякий раз оговаривать, каким образом достигнуто усреднение. Без этой оговорки термин средний диаметр зерна не имеет физического смысла.

Г. Коэффициент сферичности и изометричности

Годэн рекомендует оценивать степень отклонения формы зерна от правильной сферы коэффициентом сферичности, представляющим, по Уэдделлу, отношение поверхности шара $S_{ш}$ к поверхности равновеликого по объему зерна $S_{зерн}$

$$\psi = \frac{S_{ш}}{S_{зерн}} \quad (328)$$

Например, отношение поверхности шара диаметром d к поверхности куба с ребром a будет

$$\psi = \frac{\pi d^2}{6a^2} \quad (329)$$

Но если эти тела равновелики по объему, то

$$\frac{\pi d^3}{6} = a^3;$$

откуда

$$a = d \sqrt[3]{\frac{\pi}{6}} \quad (330)$$

Подставляя значение a в предыдущую формулу (329), найдем коэффициент сферичности куба

$$\psi = \sqrt[3]{\frac{\pi}{6}} = 0,806. \quad (331)$$

Аналогичным образом вычисляется этот параметр и для других геометрически правильных фигур.

Другим коэффициентом, характеризующим степень отклонения зерна от сфероидальной формы, служит коэффициент изометричности. Он представляет собой отношение трех размеров зерна — наибольшего, среднего и наименьшего, — взятых по трем взаимно-перпендикулярным осям координат.

Как показали исследования В. А. Рыбакова (Центральный институт абразивов и шлифования), при мелком дроблении абразивных материалов на валковых дробилках или при измельчении их в стержневых мельницах коэффициент изометричности остается довольно устойчивым: размеры большинства зерен образуют пропорцию

$$l : b : h = 1,75 : 1,5 : 1. \quad (332)$$

где l — наибольший размер зерна;

b — средний;

h — наименьший.

Для быстрого определения линейных размеров по трем координатным осям в ЦИА и Ш сконструирован специальный прибор в виде столика с оптическими трубами.

§ 48. Средний размер зерен узкого класса крупности

При вычислениях, связанных с характеристикой крупности, иногда оказывается необходимым заменить не отдельные зерна, а какой-либо узкий их класс, ограниченный условными диаметрами d_1 и d_2 , на некоторый эквивалентный ему в каком-либо отношении. Возникает задача, сходная с задачей нахождения среднего диаметра зерна.

Чаще всего данный узкий класс от d_1 до d_2 заменяют равноценным по принципу нахождения среднего арифметического, т. е. считают номинальным или средним диаметром полусумму пределов

$$D_{cp} = \frac{d_1 + d_2}{2}. \quad (333)$$

Этот принцип применяется, например, при исчислении удельной поверхности по теоретическим данным. Однако он не является единственным. Проф. С. Е. Андреев [37] отмечает, что в литературе применяется, по крайней мере, еще шесть различных способов определения среднего диаметра узкого класса ($d_1 - d_2$) (табл. 33).

Таблица 33
Способы вычисления среднего диаметра зерен узкого класса ($d_1 - d_2$)

Наименование среднего диаметра	Формула	Наименование среднего диаметра	Формула
Средний арифметический	$D_{cp} = \frac{d_1 + d_2}{2}$	Средний по Лашингеру	$D_L = \frac{d_1 - d_2}{\ln d_1 - \ln d_2}$
Средний геометрический	$D_G = \sqrt{d_1 \cdot d_2}$	Средний по Меллору	$D_M = \sqrt[3]{\frac{1}{4} (d_1 + d_2) \times (d_1^2 + d_2^2)}$
Средний гармонический	$D_H = \frac{2d_1d_2}{d_1 + d_2}$	Средний по Андреазену	$D_A = \sqrt[3]{\frac{2d_1^2 - d_2^2}{d_1 + d_2}}$
Средний по форме	$D_F = \frac{4}{5} \frac{d_1^5 - d_2^5}{d_1^4 - d_2^4}$		

Если взят достаточно узкий класс, для которого отношение крайних диаметров невелико, то средние диаметры, вычисленные по различным формулам, отличаются между собой незначительно. Действительно, для узкого класса, получаемого при ситовом анализе по шкале с модулем $\sqrt{2} = 1,414$, верхний предел всегда выразится через нижний соотношением

$$d_1 = 1,414d_2. \quad (334)$$

Отсюда средний арифметический диаметр будет

$$D_{cp} = \frac{d_1 + d_2}{2} = \frac{1,414 + 1}{2} d_2 = 1,21d_2;$$

средний геометрический

$$D_G = \sqrt{d_1d_2} = \sqrt{1,414 \cdot d_2^2} = 1,19d_2;$$

средний гармонический

$$D_H = \frac{2d_1d_2}{d_1 + d_2} = \frac{2 \cdot 1,414d_2^2}{(1,414 + 1)d_2} = 1,17d_2 \text{ и т. д.}$$

Из сопоставления полученных результатов видно, что различия между ними крайне невелики. Поэтому, как указывает проф. С. Е. Андреев [37], на практике вполне достаточно вычислять средний диаметр зерен узкого класса по простейшей формуле среднего арифметического, т. е. как полусумму

$$D_{cp} = \frac{d_1 + d_2}{2}.$$

§ 49. Средний диаметр смеси. Принцип проф. С. Е. Андреева

Применительно к смеси зерен различного размера также иногда применяют понятие средний диаметр. Для того чтобы исключить всякую неопределенность в толковании этого термина, проф. С. Е. Андреев предложил пользоваться строгим определением среднего, принятым в математике по принципу «равных результатов». Этот принцип приводит к следующим соотношениям.

Пусть имеется некоторый ряд определенных величин

$$a_1, a_2, a_3, \dots, a_N. \quad (335)$$

над каждой из которых производится некоторая математическая операция, в результате чего все члены ряда преобразуются в новый ряд;

$$F(a_1); F(a_2); F(a_3), \dots, F(a_N), \quad (336)$$

где F — некоторая функция от a_i , вид которой определяет характер операции. Составляя сумму членов второго ряда, имеем

$$S = \Sigma [F(a_1) + F(a_2) + F(a_3) + \dots + F(a_N)]$$

или

$$S = \sum_{i=1}^{i=N} F(a_i), \quad (337)$$

где Σ — знак суммирования;

N — число членов ряда.

Величины a_i являются аргументами, а $F(a_i)$ — их функциями.

Под средним значением аргумента в математике понимается такая величина ($a_{\text{ср}}$), которая дает ту же сумму (S), когда над нею будет произведена та же операция $F(a_{\text{ср}})$ и при том столько же раз (N), сколько раз она произведена над различными членами основного ряда аргументов (335). Из этого определения следует, что

$$NF(a_{\text{ср}}) = S, \quad (338)$$

откуда

$$F(a_{\text{ср}}) = \frac{\sum_{i=1}^{i=N} F(a_i)}{N}. \quad (339)$$

Таким образом (по определению Б. П. Вейнберга), среднее значение какой-либо функции от данного аргумента представляет собой ту же функцию от соответствующего среднего значения аргумента.

Положим, например, что операцией является логарифмирование ряда величин a_i . Тогда функция от аргумента имеет вид

$$F(a_i) = n_i \lg a_i,$$

где n_i — число взятых логарифмов от a_i . Очевидно, общее число случаев N равно сумме

$$N = \Sigma n_i.$$

Отсюда, по определению математического среднего,

$$N \lg(a_{\text{ср}}) = \Sigma n_i \lg a_i,$$

или

$$\lg(a_{\text{ср}}) = \frac{\Sigma n_i \lg a_i}{\Sigma n_i}. \quad (340)$$

В данном примере $a_{\text{ср}}$ есть «среднее геометрическое в логарифмической форме»:

То же определение положено в основу принципа проф. С. Е. Андреева. Обычно количественная оценка продуктов измельчения дается с помощью выходов классов γ_i ; общий выход всех классов равен при этом $\Sigma \gamma$ (чаще всего $\Sigma \gamma = 100\%$). Поэтому формула Андреева, представляющая частный случай более общей формулы Вейнберга (339), может быть представлена в следующем виде: если какая-либо характерная физическая величина Z связана с диаметрами d зерен кускового или порошкового материала функциональной зависимостью типа

$$Z = F(d), \quad (341)$$

то средневзвешенный диаметр $d_{\text{ср}}$ класса, которым при расчете заменяются все классы крупности, должен быть определен из соотношения

$$F(d_{\text{ср}}) \cdot \Sigma \gamma_i = \Sigma \gamma_i F(d_i), \quad (342)$$

где $d_{\text{ср}}$ — средневзвешенный диаметр для всего продукта в целом;

γ_i — процентный выход узкого класса крупности;

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

d_i — размер, принимаемый за средний для данного узкого класса.

Вид функции $F(d_i)$ зависит от выбранного закона связи между параметрами Z и d или, как указывает проф. С. Е. Андреев, от «определяющего свойства коллектива зерен». Сама функция $F(d)$ в теории проф. С. Е. Андреева носит название «определяющей функции».

В табл. 34 приведены формулы для определения средних диаметров смеси зерен.

Таблица 34

Формулы для определения среднего диаметра смеси зерен (по С. Е. Андрееву)

Наименование	Формула	В каких условиях или каким автором применяется
Среднее гармоническое по числу зерен	$D_1 = \frac{\sum \frac{\gamma}{d^3}}{\sum \frac{\gamma}{d^4}}$	При эквивалентности средней удельной поверхности
Среднее арифметическое по числу зерен	$D_2 = \frac{\sum \frac{\gamma}{d^2}}{\sum \frac{\gamma}{d^3}}$	
Среднее арифметическое по длине зерен	$D_3 = \frac{\sum \gamma d}{\sum \frac{\gamma}{d^2}}$	
Средневзвешенное по величине удельной поверхности (среднее гармоническое по весовому выходу)	$D_4 = \frac{\Sigma \gamma}{\sum \frac{\gamma}{d}}$	Долик
Среднее арифметическое по объему зерен	$D_5 = \frac{\Sigma \gamma d}{\Sigma \gamma}$	Розин
Среднее квадратичное по числу зерен	$D_6 = \sqrt{\frac{\sum \frac{\gamma}{d}}{\sum \frac{\gamma}{d^3}}}$	При эквивалентности по общей поверхности зерен
Среднее кубическое по числу зерен	$D_7 = \sqrt[3]{\frac{\Sigma \gamma}{\sum \frac{\gamma}{d^3}}}$	При эквивалентности объема всех зерен
Среднее геометрическое по числу зерен (в логарифмической форме)	$\lg D_8 = \frac{\sum \frac{\gamma}{d^3} \lg d}{\sum \frac{\gamma}{d^3}}$	
То же, по весовым выходам	$\lg D_9 = \frac{\Sigma \gamma \lg d}{\Sigma \gamma}$	Когхилл

Вычисляемый по принципу проф. С. Е. Андреева средний диаметр иногда используется при теоретических исследованиях процессов дробления и измельчения. Так, например, при расчете расхода энергии на дробление и измельчение необходимо охарактеризовать одним средним размером весь исходный и весь готовый продукт. Это можно сделать, подобрав надлежащим образом средневзвешенные диаметры исходного продукта (D_0)_{ср} и конечного (D_n)_{ср}. Для того, чтобы решить, какой из «усредняющих формул» табл. 34 нужно пользоваться, необходимо предварительно установить вид определяющей функции $Z = F(d)$, соответствующей принятому закону дробления. Так, если положить в основу расчета гипотезу Риттингера, по которой работа пропорциональна вновь образованной поверхности, иначе говоря, обратно пропорциональна диаметру, то искомая функция связи будет иметь вид

$$F(d) = \frac{1}{d}, \quad (343)$$

и потому, согласно принципу С. Е. Андреева, средний диаметр необходимо вычислять как средневзвешенный по величине удельной поверхности, т. е. пользуясь параметром D_4 табл. 34

$$D_{ср} = D_4 \frac{\sum \gamma}{\sum \frac{\gamma}{d}}. \quad (344)$$

Неправильный выбор усредняющей формулы, как указывает проф. С. Е. Андреев, может привести к ошибочному результату, в несколько раз превышающему истинный*. Поэтому, если налицо имеется опасность неправильного выбора, то лучше совсем не пользоваться методом усреднения широких классов, а вести расчет непосредственно по интересующему параметру. Например, при расчете расхода энергии необходимо вычислять, согласно Риттингеру, вновь образованную поверхность всего продукта; при расчете производительности мельницы — основываться на разности содержания мелкого класса (минус 0,074 мм) до и после измельчения и т. д., не прибегая, таким образом, к методу исчисления средних диаметров.

§ 50. Характеристики крупности продуктов дробления и измельчения

Гранулометрический состав продуктов дробления и измельчения характеризуется процентным распределением кусков, зерен и частиц по отдельным классам крупности. Он устанавливается в результате ситового анализа, а в некоторых случаях и шламowego, иначе, седиментационного анализа данного продукта (для особо мелких классов применяется также анализ под микроскопом). График, построенный по данным ситового и шламowego анализа и иллюстрирующий гранулометрический состав, т. е. зависимость выхода классов от размера отверстий сит, носит название характеристики крупности данного материала.

Графические характеристики могут быть частные («кривые распределения»), дающие выход отдельных классов крупности [$y=f(d)$], и суммарные (иначе, кумулятивные), если ординаты кривой (характеристики крупности) соответствуют суммарному выходу всех крупных или мелких классов.

Суммировать классы можно двумя способами: начиная от самого крупного или начиная с самого мелкого, иначе говоря, возможно суммирование либо по остаткам на ситах — «по плюсу», или же по нижнему продукту грохочения — «по минусу». В дальнейшем мы будем поль-

* Примеры расчета среднего диаметра при других гипотезах дробления см. в книге В. А. Олевского «Конструкция, расчет и эксплуатация дробилок». Металлургиздат, 1958.

зоваться главным образом кривыми суммарных остатков $R = f(d)$, иначе — «характеристиками крупности по плюсу».

Несмотря на все разнообразие опытных характеристик крупности продуктов дробления и измельчения, наблюдается некоторая «устойчивость» их вида, что делает возможным применение аналитических методов для описания характеристик, т. е. составления уравнений кривых распределения $y = f(d)$ или кривых суммарных остатков $R = f(d)$.

На протяжении последних трех десятилетий предложен большой ряд различных математических выражений для функциональной зависимости между y и d или R и d [37].

Одним из наиболее ранних является уравнение *Мартина* (1923—1925), предложенное им для кривой распределения,

$$y = ae^{-bx}, \quad (345)$$

где y — относительная частота появления частиц диаметром x ;
 e — основание натуральных логарифмов;
 a и b — постоянные величины, характерные для данных условий измельчения.

При переходе от частот y к весовому выходу классов необходимо прибегнуть к интегрированию уравнения (345), что приводит к сложным аналитическим выражениям (Андреазен, 1928), в настоящее время не используемым на практике.

Годэн в 1926 г. предложил для кривой распределения степенное уравнение

$$y = cx^m. \quad (346)$$

В дальнейшем проф. С. Е. Андреев (1936) и, независимо от него, *Шуман* (1940) преобразовали уравнение *Годэна*:

$$R = 100 \left(\frac{d}{d_{\max}} \right)^m, \quad (347)$$

где R — суммарный остаток на сите d , %;
 d_{\max} — размер максимального сита (на котором остаток равен нулю).

Показателем m определяется степень кривизны характеристики (кривой суммарных остатков). Значению $m > 1$ соответствует выпуклая кривая; при $m = 1$ характеристика изобразится прямой линией; значениям $m < 1$ соответствуют вогнутые кривые, причем вогнутость их тем больше, чем меньше показатель m .

Если для обеих осей координат R и $\left(\frac{d}{d_{\max}}\right)$ принята логарифмическая шкала, то характеристика при всех значениях показателя m преобразуется в прямую линию. Это видно из того, что при логарифмировании обеих частей уравнения (347) оно дает линейную зависимость между логарифмами

$$\lg R = \lg 100 + m \lg \left(\frac{d}{d_{\max}} \right). \quad (348)$$

При графическом изображении этого уравнения на логарифмической сетке показатель m характеризует тангенс угла наклона прямой. Обычно m лежит в пределах 0,7—1,0.

Как указывает В. А. Перов [37], уравнение *Годэна* — *Андреева* — *Шумана* справедливо для продуктов дробления, полученных в валковой и щековой дробилках, а также продуктов стержневой мельницы, но во всех случаях — только в пределах участков мелких классов. Что касается продуктов измельчения, полученных в шаровой мельнице, то формула остается справедливой лишь для однородных по структуре пород, т. е. таких, в частицах которых разлом происходит одинаково как по граням кристаллов, так и непосредственно через зерно-кристалл. Ввиду кристаллической неоднородности большинства руд и пород теоретическое уравнение (347) может дать значительное отклонение от экспериментальных данных.

Вейниг (1933) предложил для кривой распределения уравнения типа кубической параболы

$$y = A + Bx + Cx^2 + Dx^3. \quad (349)$$

В. А. Перов [37] показал, что с помощью формулы (349) можно получить приближенное уравнение кривой суммарных остатков, если, разлагая функцию в ряд, пренебречь малыми членами. В этом случае уравнение характеристики тождественно совпадает с уравнением *Годэна* — *Андреева* — *Шумана* (347).

Ряд авторов — *Дриккер* (1925), *Хатч* и *Чоат* (1929), *Аустин* (1939), *Разумовский* (1939—1940) — считает, что распределение числа частиц по крупности подчиняется

«логарифмически нормальному закону», при котором кривая суммарных остатков на ситах отвечает уравнению

$$R = 100 \left(1 - \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^t e^{-\frac{t^2}{2}} dt \right), \quad (350)$$

где параметр t есть некоторая логарифмическая функция размеров сит d ; значения интеграла (350) приводятся в специальных таблицах. Расчет по «логарифмически нормальному закону» еще не получил широкого распространения применительно к операциям измельчения руд.

Хейгауд (1933) предложил для весового выхода элементарного класса крупностью от $(x - \Delta x)$ до $(x + \Delta x)$, иначе, для зерен со средним диаметром x , следующую формулу:

$$\gamma_x = a \delta x^n e^{-bx^n} dx. \quad (351)$$

в которой γ_x — выход элементарного класса зерен со средним диаметром x ;

δ — удельный вес материала;

e — основание натуральных логарифмов;

a и b — постоянные;

n — показатель степени.

Для перехода к суммарному выходу здесь необходимы сложные математические преобразования.

Роллер (1931—1941) дал следующее уравнение характеристики крупности:

$$R = 100 \left(1 - a \sqrt{d} e^{-\frac{b}{d}} \right), \quad (352)$$

где a и b — постоянные;

e — основание натуральных логарифмов;

d — размер отверстий сита.

Автор формулы сообщает об удовлетворительном согласии расчетных и экспериментальных данных, однако формула Роллера не получила широкого применения в работах других исследователей.

В дополнение к перечисленным можно указать на попытку вывести теоретическую формулу кривой распределения на основе тех или иных гипотез о кинетике измельчения, т. е. зависимости скорости измельчения от условий процесса (А. П. Загустин, 1935), или на основе связи между поверхностной энергией, числом и размерами частиц (Гриффитс, 1943). Все эти формулы имеют сугубо теоретический характер и пока не применяются для практических расчетов.

Самым распространенным и широко применяемым для оценки крупности измельченных продуктов следует считать уравнение, предложенное Розиным и Раммлером в 1934 г. [38].

$$\frac{100}{R} = e^{bd^n} \quad (353)$$

Оно повсеместно используется для оценки крупности измельченного топлива [39]. При анализе характеристик крупности руд и горных пород уравнение Розина и Раммлера впервые было применено В. А. Перовым [40].

За рубежом формула Розина и Раммлера была использована Стирлингом для построения специальной логарифмической сетки, на которой изображается характеристика крупности. Подобные графики получили название «диаграммы RRS» (по первым буквам фамилий Розин, Раммлер, Стирлинг). В СССР сетка была преобразована автором этой книги таким образом, что она дает возможность непосредственно построить «падающую» кривую суммарных остатков на ситах [41, 42]. В этой книге и в других работах автора они именуются «двойной логарифмической сеткой».

В заключение обзора различных формул, предложенных для характеристик крупности, можно упомянуть, что в 1958 г. автором [41] предложено следующее «упрощенное экспоненциальное уравнение»:

$$\frac{100}{R} = e^{b_0 d}. \quad (354)$$

которое является частным случаем по отношению к общему уравнению Розина и Раммлера (353) и получается из него при $n = 1$.

Во многих случаях практики для расчетов может быть использована эта более простая формула (см. § 53).

§ 51. Формула Розина и Рамллера

Экспоненциально-степенное уравнение Розина и Рамллера имеет следующий вид:

$$\frac{100}{R} = e^{b d^n}, \quad (355)$$

где R — суммарный остаток на данном сите (с размером ячеек d), %;
 e — основание натуральных логарифмов;
 b — постоянная, характерная для анализируемого материала;
 d — размер ячеек сита, $мк$;
 n — показатель степени.

Хотя для многих материалов характеристика, как показывает опыт, не может быть целиком представлена одним уравнением (355), если считать в нем b и n величинами строго постоянными, тем не менее уравнение почти всегда остается справедливым, по крайней мере, для большого по диапазону участка кривой. В этом случае при переходе на другой участок кривой константы b и n должны быть изменены.

Главное преимущество уравнения (355) состоит в том, что с его помощью может быть построена постоянная, функциональная сетка, на которой характеристики крупности «выпрямляются», т. е. преобразуются в прямые линии. Такого рода «двойная логарифмическая сетка» будет рассмотрена ниже. Сейчас следует остановиться на анализе самого уравнения (355).

Физический смысл параметра b можно расшифровать двояким образом.

Положим, что по уравнению (355) определяется остаток R_1 на сите с ячейками 1 мк . В этом случае $d = 1 \text{ мк}$ и уравнение дает

$$\frac{100}{R_1} = e^b.$$

Логарифмируя последнее выражение и пользуясь десятичными логарифмами, найдем

$$b = \frac{\lg 100 - \lg R_1}{\lg e} = \frac{2 - \lg R_1}{0,434}. \quad (356)$$

Следовательно, параметр b косвенно характеризуется количеством тончайших классов меньше 1 мк . Из уравнения (356) видно, что чем больше в продукте самых тонких шламов (т. е. чем меньше R_1), тем больше постоянная b для данного материала. Положим, например, что в продукте содержится 1% класса минус 1 мк ; следовательно, остаток равен $R_1 = 99\%$. Отсюда по формуле (356)

$$b = \frac{2 - \lg 99}{0,434} = \frac{2 - 1,9956}{0,434} = 0,1.$$

Аналогично, при $R_1 = 98\%$ найдем $b = 0,2$; при $R_1 = 97\%$ $b = 0,3$ и т. д. вплоть до $b = 1,0$ при $R_1 = 90\%$. Таким образом, численно параметр b примерно в 10 раз меньше процентного содержания класса минус 1 мк в анализируемом продукте.

Параметр b — именованное число и измеряется в единицах $мк^{-n}$.

Второй способ расшифровки значения той же постоянной указан Беннетом (1936).

Заменим параметр b постоянной d_e по уравнению

$$b = \frac{1}{d_e^n}. \quad (357)$$

Тогда исходное уравнение (355) получит следующий вид (уравнение Розин — Рамллера — Беннета):

$$\frac{100}{R} = e^{\left(\frac{d}{d_e}\right)^n}. \quad (358)$$

Легко определить физический смысл новой постоянной d_e . Если в уравнении (358) принять, что $d = d_e$, то суммарный остаток на сите d_e найдется из соотношения

$$\frac{100}{R_e} = e, \quad (359)$$

откуда

$$R_e = \frac{100}{e} = \frac{100}{2,718} = 36,8\%. \quad (360)$$

Следовательно, параметр d_e есть размер такого сита, на котором получается «стандартный» остаток 36,8%. Проводя на обычном графике $R = f(d)$ через ординату $R_e = 36,8\%$ прямую, параллельную оси абсцисс (d), в пересечении ее с характеристикой находим точку, абсцисса которой дает искомый параметр d_e . Затем по «формуле связи» (357) можно определить и b . Графически уравнение (358) представлено на рис. 86.

Переходя ко второму параметру уравнения Розина — Раммлера n , можно показать, что он характеризует степень вогнутости кривой суммарных остатков (характеристики крупности), построенной в таких прямоугольных координатах, где на оси абсцисс откладывают отношение $\left(\frac{d}{d_e}\right)$, а на вертикальной оси — суммарный остаток R (рис. 86). Из

рис. 86, на котором все кривые проходят через характерную точку с координатами $\left(\frac{d}{d_e}\right) = 1$ и $R_e = 36,8\%$, видно, что чем более вогнута кривая, тем меньше показатель n .

Более ясное геометрическое истолкование показателя дает график на так называемой двойной логарифмической сетке, широко используемой в настоящее время в исследовательской практике за рубежом, и внедряющийся у нас в СССР.

§ 52. Двойная логарифмическая сетка

Если характеристики крупности $R = f(d)$ изображаются в обычной координатной системе с равномерной шкалой осей, то в целях охвата большого

диапазона крупности приходится применять очень мелкий масштаб для шкалы оси абсцисс. В результате точки, относящиеся к самым мелким классам (доли миллиметра), сливаются на диаграмме, отчего расчеты с помощью графика становятся затруднительными. Кроме того, характеристики крупности продуктов измельчения почти всегда будут иметь вид сильно вогнутых кривых, проводимых по лекалу.

Гораздо более удобны для пользования графики, построенные в такой функциональной сетке, которая способна «выпрямлять» характеристику, т. е. преобразовать кривые линии в прямые. Для этого необходим надлежащий выбор шкалы координатных осей. Такой способностью обладает, в частности, функциональная сетка, построенная нами на основе уравнения Розина — Раммлера (рис. 87). По оси абсцисс сетки отложены логарифмы размеров тех сит, на которых производился ситовый анализ, а по оси ординат откладывается двойной логарифм обратной величины суммарного остатка («двойным» здесь назван логарифм от логарифма)*.

На рис. 87 шкала абсцисс (ось крупности d) проградуирована в микронах, а шкала оси ординат (суммарных остатков R) — в процентах.

* Сходная сетка за рубежом носит название сетки RRS; она отличается от нашей обратной градуировкой оси ординат.

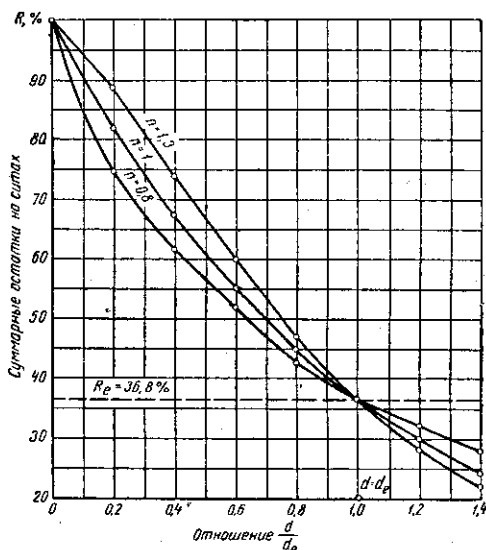
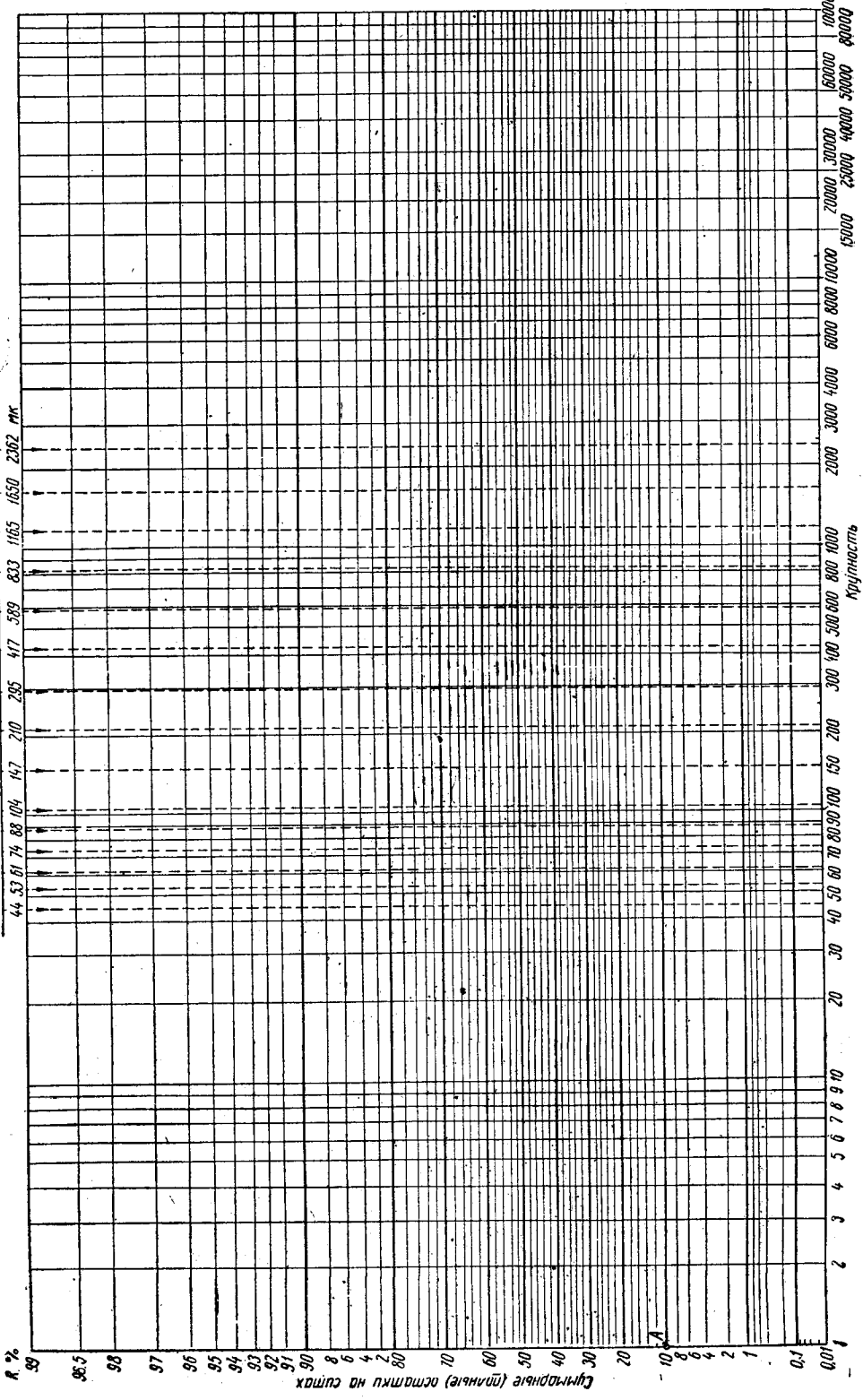


Рис. 86. Кривые суммарных остатков на ситах при разных значениях показателя n в уравнении Розина — Раммлера

375 200 150 100 65 48 35 28 20 14 10 8 new
 44 53 61 74 88 104 147 210 295 417 589 833 1165 1650 2302 мм



Суммарные (г/м³) осадки на суточ

При графическом изображении на такой диаграмме результатов ситовых анализов продуктов дробления, измельчения и классификации оказывается, что почти всегда характеристика крупности изображается либо одной прямой, либо ломаной, состоящей из двух, реже — трех, пересекающихся отрезков. Такая особенность сетки — способность «выпрямлять» характеристики крупности — основана на том, что в большинстве случаев гранулометрический состав удовлетворяет уравнению, предложенному Розинам и Раммлером. Если характеристика крупности какого-либо материала подчиняется сложно-степенному уравнению Розина — Раммлера (355), то графически она представится прямой линией на двойной логарифмической сетке (рис. 87)*.

Построение сетки начинают с какой-либо минимальной крупности, например с $d = 1$ мк. Десятичный логарифм единицы равен нулю. В связи с этим начало осей абсцисс помещают в той точке ее, где $d = 1$ мк (рис. 87). Если же содержание мелких шламов не отражают на графике, то начало горизонтальной оси можно поместить в точке $d = 10$ мк (рис. 88) или $d = 40$ мк и т. д.

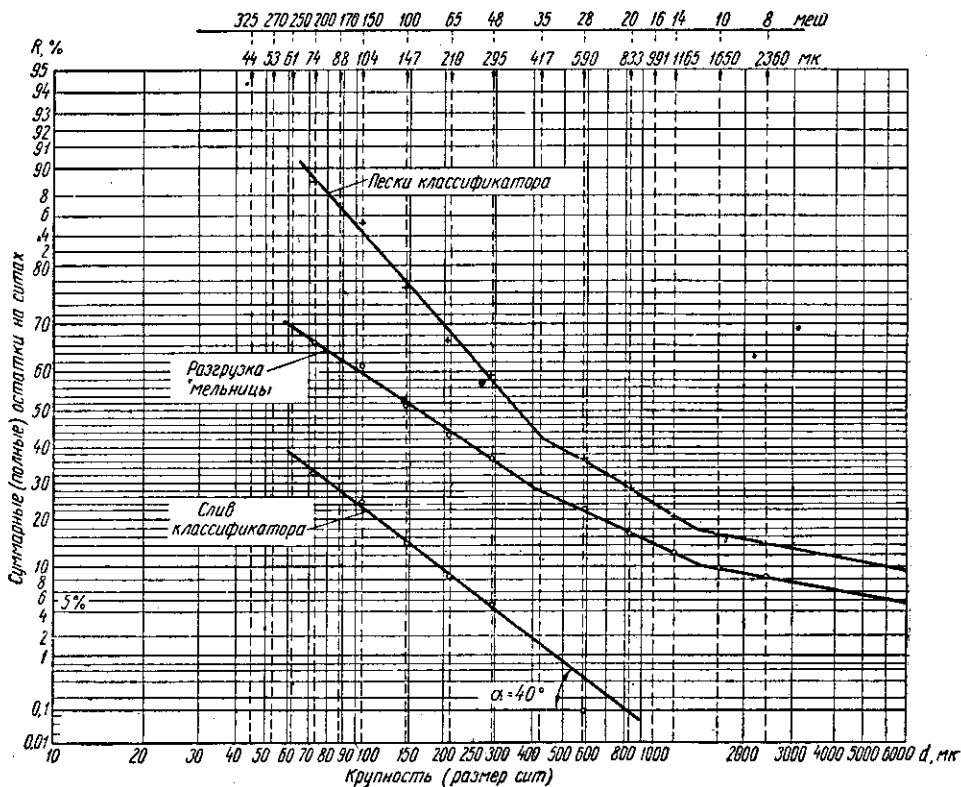


Рис. 88. Характеристики крупности продуктов измельчительного агрегата (ЮГОК** - 1. I стадия) на двойной логарифмической сетке

После того, как на оси абсцисс нанесены точки 1, 10, 100, 1000 мк и так далее, все дальнейшие деления наносят при помощи таблиц логарифмов.

Переходя к градуировке оси ординат, отмечаем, что остатку $R = 10\%$ отвечает обратная ему величина $\frac{100}{R} = \frac{100}{10} = 10$. Отсюда логарифм обратной величины остатка,

т. е. логарифм 10, равен единице. Далее, двойной логарифм от $\left(\frac{100}{R}\right)$ есть не что иное, как логарифм единицы, т. е. нуль, поэтому фактическое начало оси ординат ($y = 0$) приходится на ту точку, где суммарный остаток равен 10% (см. точку А на рис. 87).

Большим остаткам, например $R = 20, 30\%$ и т. д., будет соответствовать отрицательное значение двойного логарифма. Однако в целях удобства построения в верхней части оси ординат, начиная с остатка 10% и выше, двойной логарифм откладывают с переменной знаком на положительный, а в нижней, т. е. для остатков меньших 10%, — на отрицательный. На самом графике (см. рис. 87) знаки опущены; они необходимы лишь для ориентировки при построении сетки, т. е. при градуировке оси ординат.

* Подробнее см. [42].

** Южный горнообогатительный комбинат.

После того как построена сетка для двойного логарифмического графика, характеристики крупности, иначе, кривые суммарных остатков на ситах, наносят на диаграмму обычным способом по данным ситового анализа. Один из примеров построения характеристик приведен на рис. 88. Характеристики соответствуют ситовым анализам, приведенным в табл. 35 [45].

Таблица 35

Ситовые анализы продуктов I стадии измельчения фабрики ЮГОК-1

Крупность (размер сит), мм	Суммарные остатки на ситах R, %				Крупность (размер сит), мм	Суммарные остатки на ситах R, %			
	Исходная руда, поступающая в мельницу	Разгрузка шаровой мельницы (исходное питание классификатора)	Пески спирального классификатора	Слив классификатора		Исходная руда, поступающая в мельницу	Разгрузка шаровой мельницы (исходное питание классификатора)	Пески спирального классификатора	Слив классификатора
+15	86,0	1,0	4,8	—	+0,59	—	22,4	37,3	0,1
+10	97,5	6,0	10,1	—	+0,30	—	36,7	58,7	4,6
+2,3	98,7	8,8	14,4	—	+0,21	—	43,3	67,1	8,4
+1,65	99,0	10,0	16,8	—	+0,15	—	51,4	76,7	14,3
+1,17	99,1	12,5	21,0	—	+0,10	—	61,0	85,3	25,0
+0,83	—	17,2	28,9	—	+0,074	—	66,4	89,1	33,0
					+0	100,0	100,0	100,0	100,0

На рис. 88 характеристики разгрузки мельницы (для классификатора — исходный продукт) и песков классификатора имеют вид ломаных, состоящих из трех отрезков; характеристика слива — прямая (в данном случае наклоненная под углом $\alpha=40^\circ$ к оси абсцисс; в других случаях этот угол имеет другое значение).

Нетрудно показать, что на рис. 88 тангенс угла наклона характеристики с осью абсцисс равен показателю степени в уравнении Розина — Рамлера (355).

Действительно, как известно из аналитической геометрии, тангенс угла наклона прямой равен производной

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{dy}{dx}.$$

Если дважды прологарифмировать уравнение (355), то получим

$$\lg \left(\lg \frac{100}{R} \right) = \lg(b \cdot \lg e) + n \lg d. \quad (361)$$

Но левая часть последнего уравнения есть не что иное, как ордината на двойной логарифмической сетке

$$y = \lg \left(\lg \frac{100}{R} \right),$$

а в правой части $\lg d$ — абсцисса и потому

$$\lg d = x.$$

Таким образом, уравнение (361) может быть записано в следующем виде:

$$y = a + nx, \quad (362)$$

где постоянная $\lg(b \cdot \lg e)$ заменена a .

Но дифференцируя уравнение (361), имеем

$$\frac{dy}{dx} = n.$$

следовательно,

$$\operatorname{tg} \alpha = n. \quad (363)$$

Таким образом, с помощью нанесенной на двойную логарифмическую сетку прямолинейной характеристики (или участка ломаной) можно определить значение показателя степени уравнения (355). Для этого достаточно найти тангенс угла наклона прямой, разделив разность ординат каких-либо двух точек на разность их абсцисс. Сам угол α можно затем определить по найденному тангенсу. Возможен и другой способ: угол наклона α находят с помощью транспортира, а затем определяют тангенс по таблицам.

Как показывает опыт, угол наклона характеристики зависит от условий измельчения и классификации. Ниже будут рассмотрены конкретные примеры характеристик в связи с анализом работы мельниц в открытом и замкнутом цикле при различных условиях.

Величина углового коэффициента n необходима не только для общей оценки характеристики, но и для вычисления содержания того или иного мелкого класса по заданному содержанию одного из крупных классов. К этому, в частности, сводится задача: определить содержание расчетного класса минус 74 мк в сливе, если известна крупность разделения классификатора.

§ 53. Упрощенное экспоненциальное уравнение характеристики

Для большинства установок первой стадии (с замкнутым циклом измельчения) угол α близок к 45° и его тангенс или показатель степени n уравнения (355) близок к единице [42]. Следовательно, в большинстве случаев для характеристик крупности слива механического классификатора (первой стадии измельчения) в первом приближении справедливо уравнение

$$\frac{100}{R} = e^{b_0 d}, \quad (364)$$

которое является частным случаем по отношению к общему уравнению Розина — Раммлера и получается из него при $n = 1$.

Для того чтобы отличать уравнение (364) от основного (355), мы будем называть его в дальнейшем «упрощенным экспоненциальным уравнением» или уравнением автора.

В результате логарифмирования равенство (364) может быть представлено также в следующем виде:

$$\lg R = 2 - (b_0 \cdot \lg e) d. \quad (365)$$

Отсюда видно, что в тех случаях, когда характеристика подчиняется уравнению (364), она может быть представлена в виде прямой на более простой функциональной сетке, где на оси абсцисс отложены действительные размеры отверстий сит, а на оси ординат — логарифмы суммарных остатков. Предпочтительнее все же пользоваться и в этом случае двойной логарифмической сеткой (см. рис. 87), на которой характеристика, соответствующая показателю степени $n=1$, имеет вид прямой, проходящей под углом 45° .

Упрощенное уравнение (364) будет использовано в дальнейшем при определении расчетной крупности, удельной поверхности и т. д.

В заключение настоящего параграфа отметим, что параметр b_0 упрощенного экспоненциального уравнения легко определяется, если известна так называемая номинальная крупность разделения. Под номинальной крупностью разделения понимается размер того сита, через которое проходит 95% продукта. В этом случае остаток равен 5%. Логарифмируя уравнение (364), в данном случае получаем

$$\lg \frac{100}{R_k} = b_0 d_k \lg e. \quad (366)$$

Но при $R_k = 5\%$ имеем

$$\lg \frac{100}{R_k} = \lg \frac{100}{5} = \lg 20 = 1,301.$$

Отсюда находим произведение двух основных параметров

$$(b_0 d_k) = \frac{\lg 20}{\lg e} = \frac{1,301}{0,434} \cong 3 = \text{const.} \quad (367)$$

Таким образом, произведение параметра b_0 на номинальную крупность d_k есть величина постоянная, близкая к 3.

Доказанная теорема дает возможность определить параметр b_0 характеристики крупности по найденной экспериментально (или с помощью логарифмического графика) номинальной крупности d_k данного продукта

$$b_0 \cong \frac{3}{d_k}. \quad (368)$$

Так как произведение $(b_0 d_k)$ есть отвлеченное число, то сам параметр b_0 есть именованное число, выраженное «в обратных единицах» длины ($\frac{1}{\text{см}}$, $\frac{1}{\text{мм}}$ или $\frac{1}{\text{мк}}$). Пусть например, известно, что продукт измельчения дает 5% остатка на сите $d_k = 300 \text{ мк}$. В этом случае

$$b_0 = \frac{3}{d_k} = \frac{3}{300} = 0,01 \frac{1}{\text{мк}}.$$

Если нужно выразить b_0 в $\frac{1}{\text{см}}$, то найденное значение увеличивают в 10^4 раз

$$b_0 = 10^4 \cdot 0,01 = 100 \frac{1}{\text{см}}. \quad (369)$$

Формула (367) понадобится в дальнейшем при вычислении удельной поверхности. С помощью ее исходное уравнение (364) может быть преобразовано следующим образом:

$$\frac{100}{R} = e^{3 \frac{d}{d_k}} \quad (370)$$

или

$$R = 100 \cdot e^{-3 \frac{d}{d_k}}, \quad (371)$$

где d_k — номинальная крупность разделения, соответствующая 5% остатка на сите.

При $d = d_k$ будет

$$R_k = \frac{100}{e^3} = \frac{100}{2,72^3} = \frac{100}{20} = 5\%, \quad (372)$$

а при $d = 0$ имеем

$$R = 100 e^0 = 100\%.$$

График функции $R = f \frac{d}{d_k}$ изображен на рис. 89.

Он представляет собой как бы универсальную характеристику, с помощью которой легко определить полный ситовый анализ продукта, зная только его номинальную или расчетную крупность, т. е. размер ячеек, на котором остаток равен точно 5%.

Например, на Оленегорской фабрике номинальная крупность продукта измельчения в шаровой мельнице $d_k = 0,250 \text{ мм}$. Требуется определить остаток на сите $0,074 \text{ мм}$. Для этого сита имеем

$$\left(\frac{d}{d_k}\right) = \frac{0,074}{0,250} = 0,296.$$

Откладывая на оси абсцисс рис. 89 отрезок 0,296, находим в пересечении вертикали с наклонной прямой точку A , ордината которой равна 41%. Следовательно, суммарный остаток на сите 0,074 мм будет $R_{74} = 41\%$, а содержание в продукте расчетного класса минус 0,074 мм составит $\beta_{74} = 100 - R_{74} = 59\%$ (опытная величина $\beta_{74} = 56\%$).

Уравнение кривой распределения получим, дифференцируя уравнение (370)

$$\gamma_x = -\Delta R = -\frac{dR}{dx} \Delta x = \frac{3 \cdot 100}{d_k} e^{-3 \frac{x}{d_k}} \cdot \Delta x \quad (373)$$

(где x заменяет размер сита d). Знак минус означает, что с увеличением x суммарный выход падает.

Разделяя почленно два последних уравнения, имеем также

$$\gamma_x = \frac{3R\Delta x}{d_k} \quad (374)$$

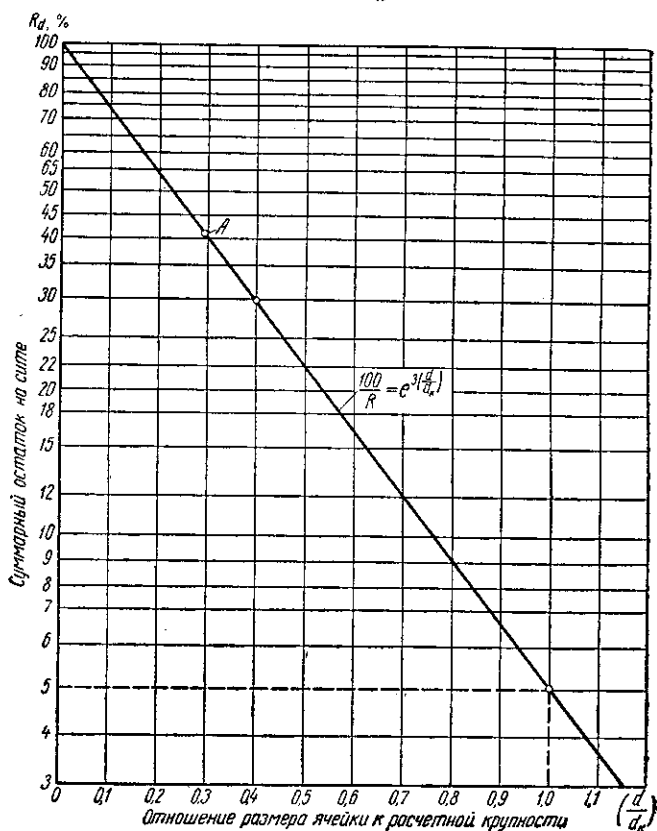


Рис. 89. Универсальная характеристика крупности (по упрощенному уравнению В. А. Олевского)

Таким образом, частный выход γ_x любого элементарного узкого класса от $(x + \frac{\Delta x}{2})$ до $(x - \frac{\Delta x}{2})$ составляет определенную и постоянную часть от суммарного выхода R . Например, при $d = d_k$ и $R = R_k$ будет

$$\gamma_k = \frac{3R_k}{d_k} \Delta x = \frac{3 \cdot 5}{d_k} \Delta x = 15 \left(\frac{\Delta x}{d_k} \right), \% \quad (375)$$

§ 54. Номинальная крупность продукта и содержание в нем мелких классов

Если продукт получен в результате классификации, то необходимо различать две разновидности термина «крупность разделения»: условную, или практическую, крупность разделения и номинальную, или рас-

четную, крупность разделения классификатора, соответствующую 5% остатка.

Эти же термины часто переносят и на продукты измельчения.

Под условной, или практической, крупностью продукта понимают размер того ближайшего стандартного сита (например, по ГОСТу или по шкале Тейлора), на котором суммарный остаток составляет примерно 2—3—5%. Таким образом, этот показатель дает лишь грубо приближенную оценку верхнего предела крупности.

Под номинальной крупностью продукта понимается размер такого сита (в том числе и нестандартного или даже совсем неизготавливаемого), на котором суммарный остаток должен был бы быть равным в точности пяти процентам (проход через сито равен 95%). Обозначая остаток, соответствующий номинальной крупности разделения, через R_k по определению имеем

$$R_k = 5\%. \quad (376)$$

Однозначность и определенность параметра R_k позволяет основывать на нем все расчеты, связанные с гранулометрическим составом мелких продуктов, в частности, с ситовыми анализами слива классификатора, с которым сопряжена мельница.

Если под крупностью разделения или номинальной условиться понимать размер того сита, на котором суммарный остаток оказался равен точно 5%, то, пользуясь тем или иным уравнением характеристики крупности, можно определить содержание в продукте любого заданного класса по данной номинальной крупности, и наоборот.

Обозначим через d_k размер ячеек сита, соответствующего номинальной крупности, а через R_k — суммарный остаток на этом сите в процентах. По определению $R_k = 5\%$.

Далее обозначим через d размер того сита, на котором необходимо найти (путем расчета) остаток, а через R — искомый суммарный остаток на заданном сите d .

Логарифмируя уравнение Розина — Раммлера (355), можно написать два следующих уравнения (одно для пары R и d , другое для пары R_k и d_k):

$$\lg\left(\frac{100}{R}\right) = bd^n \cdot \lg e$$

и

$$\lg\left(\frac{100}{R_k}\right) = bd_k^n \lg e.$$

Разделив первое на второе, получаем соотношение

$$\frac{\lg\left(\frac{100}{R}\right)}{\lg\left(\frac{100}{R_k}\right)} = \left(\frac{d}{d_k}\right)^n. \quad (377)$$

С помощью этого «уравнения связи» можно определить одну из четырех величин, если известны три остальные.

Не останавливаясь подробнее на общем случае, ограничимся рассмотрением того распространенного частного случая, когда $n=1$ и исходным является упрощенное уравнение автора (364). Для такого частного случая «уравнение связи» получит более простой вид

$$\frac{\lg\left(\frac{100}{R}\right)}{\lg\left(\frac{100}{R_k}\right)} = \frac{a}{d_k}. \quad (378)$$

Чаще всего расчетным классом является класс минус 74 мк (200 меш). Если положить в уравнение (378) $d = 74$ мк и обозначить

суммарный остаток на этом сите через R_{74} , то уравнение связи (378) дает

$$\lg \frac{100}{R_{74}} = \left(\frac{74}{d_k}\right) \cdot \lg \frac{100}{R_k} \quad (379)$$

Но по определению $R_k = 5\%$ и потому

$$\lg \frac{100}{R_k} = \lg \frac{100}{5} = \lg 20 = 1,301.$$

На основании этого предыдущая формула преобразуется к следующему виду:

$$\lg \left(\frac{100}{R_{74}}\right) = \frac{96,3}{d_k} \quad (380)$$

Такова связь между суммарным остатком на сите 74 мк и номинальной крупностью (d_k) для продуктов, к которым применено упрощенное экспоненциальное уравнение (при $n = 1$).

По найденному остатку R_{74} определяется затем и содержание класса минус 74 мк

$$\beta_{74} = 100 - R_{74}, \quad \% \quad (380a)$$

При самом тонком измельчении часто требуется определить остаток на сите 0,044 мк (325 меш.). Легко показать, что для случая $d = 0,044$ мк исходная формула (378) дает

$$\lg \left(\frac{100}{R_{44}}\right) = \frac{57}{d_k} \quad (381)$$

где R_{44} — суммарный остаток на сите 44 мк. Содержание этого мелкого класса будет

$$\beta_{44} = 100 - R_{44}, \quad \%.$$

Если же определяется остаток на более крупном сите 0,088 мк, то

$$\lg \frac{100}{R_{88}} = \frac{115}{d_k} \quad (382)$$

В самом общем случае

$$\lg \frac{100}{R_d} = \frac{1,301 d}{d_k} = \frac{A}{d_k} \quad (383)$$

Таблица 36

Приблизительное содержание мелких классов β_{74} и β_{44} при различной крупности разделения [по формулам (380) и (382)]

Расчетная крупность разделения d_k (остаток 5% на сите)		Приблизительное содержание класса β_{74} , %				Приблизительное содержание класса β_{44} , %				Расчетная крупность разделения d_k (остаток 5% на сите)		Приблизительное содержание класса β_{74} , %				Приблизительное содержание класса β_{44} , %			
МК	ММ	Приблизительное содержание класса β_{74} , %	Суммарный остаток на сите 74 мк R_{74} , %	Приблизительное содержание класса β_{44} , %	Суммарный остаток на сите 44 мк R_{44} , %	МК	ММ	Приблизительное содержание класса β_{74} , %	Суммарный остаток на сите 74 мк R_{74} , %	Приблизительное содержание класса β_{44} , %	Суммарный остаток на сите 44 мк R_{44} , %	МК	ММ	Приблизительное содержание класса β_{74} , %	Суммарный остаток на сите 74 мк R_{74} , %	Приблизительное содержание класса β_{44} , %	Суммарный остаток на сите 44 мк R_{44} , %		
2100	—	10	90	—	—	210	0,21	65,3	34,7	45,5	54,5	210	0,21	65,3	34,7	45,5	54,5		
1170	1,17	17,5	82,5	11,0	89	200	—	67,1	32,9	—	—	200	—	67,1	32,9	—	—		
1000	—	20	80	—	—	185	—	70	30	—	—	185	—	70	30	—	—		
833	0,833	23,5	76,5	15	85	160	—	75	25	—	—	160	—	75	25	—	—		
770	—	25	75	—	—	150	—	77,2	22,8	—	—	150	—	77,2	22,8	—	—		
620	—	30	70	—	—	147	0,147	78,0	22	—	—	147	0,147	78,0	22	—	—		
590	0,59	31,3	68,7	20	80	140	—	80	20	—	—	140	—	80	20	—	—		
515	—	35	65	—	—	117	—	85	15	—	—	117	—	85	15	—	—		
435	—	40	60	—	—	104	0,104	88,4	11,6	—	—	104	0,104	88,4	11,6	—	—		
420	0,42	41,2	58,8	27	73	100	—	89,2	10,8	—	—	100	—	89,2	10,8	—	—		
370	—	45	55	—	—	96,5	—	99	10	—	—	96,5	—	99	10	—	—		
320	—	50	50	—	—	88	0,088	92	8	—	—	88	0,088	92	8	—	—		
300	—	52,4	47,6	—	—	74	0,074	95	5	—	—	74	0,074	95	5	—	—		
295	0,295	52,9	47,1	36	64	61	0,061	97,4	—	—	—	61	0,061	97,4	—	—	—		
280	—	55	45	—	—	53	0,053	98,5	—	—	—	53	0,053	98,5	—	—	—		
240	—	60	40	—	—	44	0,044	99,3	—	—	—	44	0,044	99,3	—	—	—		

Формулы (380), (381) и (382) являются частными случаями формулы (383).

Вычисленные по этим формулам суммарные остатки и содержание мелких классов приведены в табл. 36. Графически зависимость представлена на рис. 90.

На диаграмму нанесен ряд точек для β_{74} по ситовым анализам справочников с тем лишь ограничением, что значение абсциссы d_k определялось по характеристикам крупности продуктов классификации, где величина d_k отсекалась как номинальная крупность продукта, т. е. соответствующая суммарному остатку $R_k = 5\%$, а не произвольной величине.

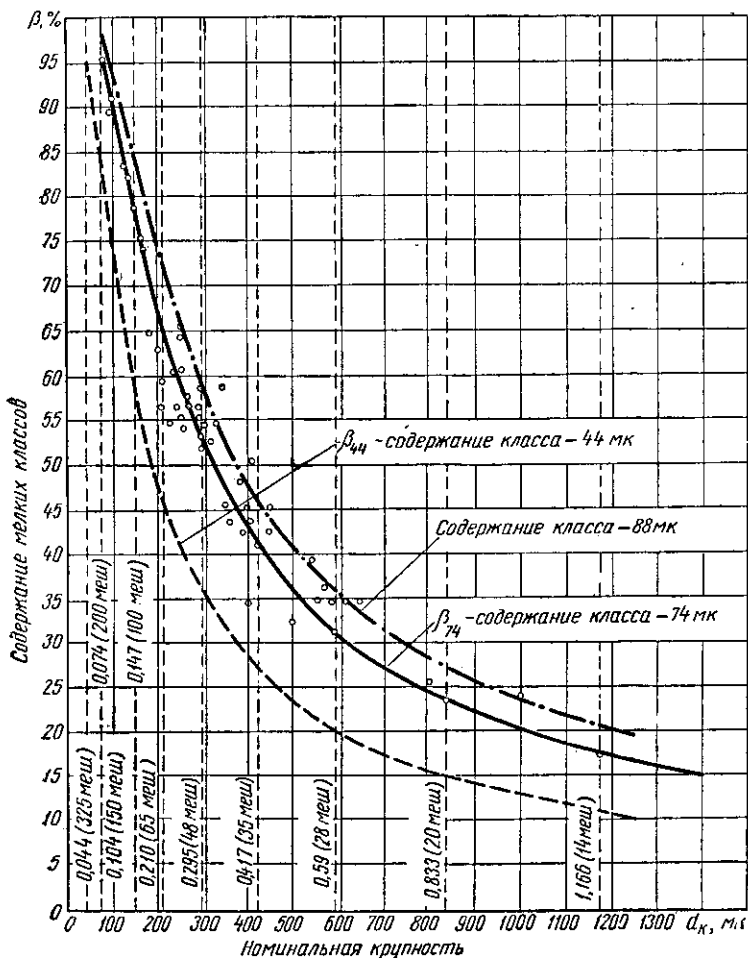


Рис. 90. Графическое изображение содержания мелких классов при различной расчетной крупности (по упрощенному уравнению характеристики)

Поскольку расхождения по β_{74} в большинстве случаев не превышают $\pm 3\%$, согласие опытных и вычисленных данных можно считать достаточным для практических целей, чем подтверждается законность пользования упрощенным уравнением автора для большинства расчетов применительно к условиям первой стадии измельчения в замкнутом цикле.

Пусть, например, известно, что железная руда доведена перед магнитной сепарацией до 5% остатка на сите 0,2 мм. По табл. 36 или по графику (см. рис. 90) видно, что этот продукт может быть охарактеризован содержанием 67,1% класса минус 0,074 мм ($\beta_{74} = 67,1\%$).

Далее, как видно из табл. 36 или рис. 90, руда, содержащая 52% класса минус 0,074 мм, характеризуется номинальной крупностью около 0,3 мм (5% остатка на сите 0,3 мм) и т. д.

Переход от крупности разделения к содержанию расчетного мелко-го класса очень удобен при расчете производительности классификатора и мельницы, поскольку в справочниках и каталогах производительность относится к первому показателю, а технологи-обогащители оперируют обычно вторым, задавая кондиции на крупность слива по содержанию в нем класса минус 0,074 мм.

Что касается исходных диаграмм (рис. 87—88), то они важны для оценки работы данного измельчительного агрегата, так как графики наглядно отражают влияние основных факторов (размера шаров, циркулирующей нагрузки, содержания твердого, удельной нагрузки классификатора, эффективности разделения и т. д.) и позволяют, таким образом, выяснить: нормально ли работает агрегат в целом, в чем причина дефектов его работы и каковы те мероприятия, которые необходимы для его правильной «настройки» и регулировки (см. гл. XI—XIII).

§ 55. Теоретический расчет поверхности зерен рудного порошка

Помимо таких показателей, как номинальная крупность, содержание мелких классов и т. д., для сравнительной оценки крупности питания и продукта измельчения часто пользуются косвенным показателем — величиной вновь образованной поверхности. Необходимость в таком измерителе возникла, в частности, в связи с гипотезой Риттингера, согласно которой вновь образованная поверхность при прочих равных условиях пропорциональна длительности процесса размола, а последняя, в свою очередь, — израсходованной энергии. Для продуктов особо тонкого помола этот измеритель крупности вообще является единственным возможным.

Следует различать так называемую теоретическую поверхность продукта, далее, условную, выраженную через какой-либо условный коэффициент, и, наконец, физическую, измеренную какими-либо точными физико-химическими методами.

Во всех случаях определяют сначала удельную поверхность, под которой понимается суммарная площадь поверхности зерен, имеющих в общей сложности вес, равный единице, например 1 кг или 1 г. В этом случае удельная поверхность S_0 будет выражена в $см^2/кг$ или в $см^2/г$. Затем для перехода к поверхности всей массы удельную поверхность умножают на общий вес продукта G . Очевидно, что суммарная его поверхность будет

$$S = S_0 \cdot G, \text{ см}^2. \quad (384)$$

Для последнего показателя в литературе иногда применяется термин «тонно-поверхность», и потому производительность мельницы выражают в единицах «тонно-поверхности в час». Очевидно, что такое усложнение термина не является необходимым; достаточно оговорки, что производительность выражена в единицах площади и найдена умножением удельной поверхности (S_0) на часовой тоннаж (Q).

А. Теоретическая удельная поверхность

Для вычисления теоретической удельной поверхности S_0 какого-либо продукта необходимо предварительно определить поверхность зерен каждого класса крупности, считая в первом приближении, что все зерна, входящие в данный класс, имеют некоторый средний размер d .

Если общий вес продукта равен единице, например 1 г, то вес зерен какого-либо класса, имеющего выход γ (где γ — в долях единицы, а не в процентах), численно равен выходу (γ , г). Например, если взят 1 г

порошка и известно, что выход класса 0,15—0,10 мм в нем равен 20%, то вес этого класса составляет $\gamma = 0,2$ г.

При удельном весе материала δ , г/см³, суммарный объем зерен данного класса будет равен частному от деления веса на удельный вес, т. е. $\frac{\gamma}{\delta}$, см³.

Далее, объем одного зерна кубической формы равен d^3 , следовательно, число зерен, входящих в данный класс, будет

$$N = \frac{\gamma}{\delta d^3}. \quad (385)$$

Но поверхность одного зерна кубической формы равна $6d^2$, см², так как куб имеет 6 граней площадью d^2 каждая. Следовательно, общая поверхность всех зерен данного класса будет

$$S = Nd^2 = \frac{6\gamma}{\delta d}, \text{ см}^2. \quad (386)$$

Важно отметить, что ту же величину площади поверхности найдем, считая, что зерна имеют сферическую форму. Действительно, объем одного шарообразного зерна равен $\frac{\pi d^3}{6}$, откуда число их в данном классе

$$N = \frac{\gamma 6}{\delta \pi d^3}. \quad (387)$$

Но поверхность одного шарообразного зерна равна πd^2 , следовательно, общая поверхность всех зерен

$$S = N \pi d^2 = \frac{6\gamma}{\delta d}, \text{ см}^2. \quad (388)$$

Сравнивая формулы (386, 388), видим, что теоретическая поверхность всех зерен, образующих данный класс, не зависит от того, имеют ли они кубическую или шарообразную форму. В обоих случаях она вычисляется по формуле (386).

Далее, определяя общую поверхность цилиндра, высота которого равна диаметру ($h = d$), найдем, что полная поверхность равна сумме боковой поверхности и площади двух оснований:

$$2 \frac{\pi d^2}{4} + \pi d \cdot d = \frac{3}{2} \pi d^2,$$

а объем

$$V = \frac{\pi d^2}{4} \cdot d = \frac{\pi d^3}{4}.$$

Число цилиндрических зерен в объеме весом γ , г, будет

$$N = \frac{\gamma 4}{\delta \pi d^3},$$

откуда общая поверхность

$$S = \frac{3}{2} \pi d^2 \cdot N = \frac{6\gamma}{\delta d}. \quad (388a)$$

Если же высота цилиндра (либо призмы) не равна диаметру (грани основания), то легко показать, что поверхность будет

$$S = \frac{6\gamma}{\delta d} \cdot K, \quad (389)$$

где K — поправочный коэффициент, определяемый отношением $\frac{d}{h}$

$$K = \frac{2}{3} + \frac{1}{3} \frac{d}{h}. \quad (390)$$

Иногда при теоретических расчетах поправку не вводят, считая зерна одномерными ($h = d$ и $K = 1$), т. е. пользуются основной формулой (386). При более точных расчетах вводится «коэффициент формы» K , определяемый опытным путем.

После того как подсчитана поверхность каждого отдельного класса, общая удельная поверхность (т. е. поверхность всех зерен одной весовой единицы данного продукта) S_0 находится суммированием частных значений

$$S_0 = \Sigma S = \frac{6}{\delta} \left(\frac{\gamma_1}{d_1} + \frac{\gamma_2}{d_2} + \frac{\gamma_3}{d_3} + \dots + \frac{\gamma_n}{d_n} \right). \quad (391)$$

Если же определяется поверхность зерен одного класса, то в формуле (386) берется $\gamma = 1$ и $d = d_{\text{ср}}$.

Например, по уравнению (386) при $\delta = 2,65 \text{ г/см}^3$ (кварц) теоретическая удельная поверхность будет

$$S_t = \frac{6}{2,65} \cdot \frac{1}{d_{\text{ср}}} = \frac{2,26}{d_{\text{ср}}}, \text{ см}^2/\text{г},$$

где $d_{\text{ср}}$ — средний диаметр, см.

По этой формуле вычислена теоретическая удельная поверхность S_t в табл. 37.

Таблица 37

Удельная поверхность узких классов кварца

Крупность класса, мм	Средний диаметр зерен данного класса $d_{\text{ср}}$, мм	Теоретическая поверхность по формуле (386) S_t , при $\delta = 2,65 \text{ г/см}^3$, $\text{см}^2/\text{г}$	Условная поверхность по Вейн-гу	Крупность класса, мм	Средний диаметр зерен данного класса $d_{\text{ср}}$, мм	Теоретическая поверхность по формуле (386) S_t , (при $\delta = 2,65 \text{ г/см}^3$), $\text{см}^2/\text{г}$	Условная поверхность по Вейн-гу
3,32 — 2,36	2,84	8	11,3	0,295—0,208	0,25	90	128
2,36 — 1,65	2,0	11,3	16,0	0,208—0,147	0,178	128	180
1,65 — 1,17	1,41	16,0	22,6	0,147—0,104	0,125	180	256
1,17 — 0,833	1,0	22,6	32,0	0,104—0,074	0,089	254	361
0,833—0,589	0,71	32	45,1	0,074—0,053	0,063	360	} 512
0,589—0,417	0,50	45	64	0,053—0,038	0,0455	500	
0,417—0,295	0,355	64	90				

Б. Графические методы определения удельной поверхности

Иногда применяют графический метод для определения удельной поверхности продукта по его ситовому анализу. С этой целью характеристика крупности «по минусу» наносится на диаграмму, где на оси абсцисс отложены величины x , обратные диаметрам (рис. 91):

$$x = \frac{1}{d}.$$

Так, например, диаметру $d = 2 \text{ см}$ соответствует обратная величина $x_1 = \frac{1}{d} = 0,5 \frac{1}{\text{см}}$ (см. точку А на рис. 91), а меньшему диаметру $d = 1,25 \text{ см}$ — большая обратная величина $x_2 = 0,8 \frac{1}{\text{см}}$ и т. д.

Из формулы (391) следует, что удельная поверхность может быть представлена суммой

$$S_0 = \frac{6}{\delta} (\gamma_1 x_1 + \gamma_2 x_2 + \gamma_3 x_3 + \dots + \gamma_n x_n). \quad (392)$$

Выделив на оси ординат узкий класс (со средним диаметром d), выход которого укладывается в элементарный участок $\Delta\gamma$ (где буква Δ означает дифференциал), находим поверхность зерен элементарного класса как произведение

$$\Delta S = \frac{6}{\delta} \frac{\Delta\gamma}{d} = \frac{6}{\delta} x \Delta\gamma. \quad (393)$$

Отсюда полную удельную поверхность найдем путем интегрирования в пределах от $\gamma = 0$ до $\gamma = 1$

$$S_0 = \frac{6}{\delta} \int_0^1 x \Delta \gamma. \quad (394)$$

Но произведение $x \Delta \gamma$ изображается на диаграмме заштрихованной элементарной площадкой, следовательно, полная поверхность численно равна всей площади, расположенной между кривой и осями координат, умноженной на постоянный множитель $\frac{6}{\delta}$. Планиметрируя эту площадь, находят — в определенном масштабе — удельную поверхность данного продукта (выходом самых мелких классов, например $\gamma = 2\%$, пренебрегают).

Проф. К. Миттаг предложил другой приближенный графический метод определения удельной поверхности по данным ситового анализа (рис. 92). По этому способу на диаграмме (на оси абсцисс которой откладывают размеры сит в сантиметрах) строится обычная характеристика крупности (кривая суммарных остатков). Затем мысленно разделяют всю навеску (1 г) на десять узких классов крупности, выбранных так, чтобы выход каждого класса был равен 10%.

В этом случае в формуле (391) все числители дробей будут одинаковыми и равными

$$\gamma_1 = \gamma_2 = \gamma_3 \dots = \gamma_{10} = \gamma = 0,1.$$

В результате формула (391) получит следующий вид:

$$S_0 = \frac{0,1 \cdot 6}{\delta} \left(\frac{1}{d_1} + \frac{1}{d_2} + \dots + \frac{1}{d_{10}} \right) = \frac{0,6}{\delta} \sum \frac{1}{d}. \quad (395)$$

Остается определить десять средних диаметров каждого узкого класса (с выходом 10%). Для этого через среднюю ординату каждого класса проводят горизонталь до пересечения с кривой R ; абсцисса точки пересечения и принимается за средний диаметр данного узкого класса.

Так, на рис. 92 для самого мелкого класса, имеющего выход 10% (от $R = 100\%$ до $R = 90\%$), проводится горизонталь a , которая дает для среднего диаметра $d_1 = 1,4$ см; аналогично для второго класса (от $R = 90\%$ до $R = 80\%$) горизонталь b дает $d_2 = 3,3$ см и т. д.

В правой части диаграммы записывают обратные величины

$$\frac{1}{d_1} = \frac{1}{1,4} = 0,714,$$

затем

$$\frac{1}{d_2} = \frac{1}{3,3} = 0,303 \text{ и т. д.}$$

Суммирование обратных величин (см. рис. 92 справа) дает

$$\sum \frac{1}{d} = 2,341.$$

Подставляя эту сумму в формулу (395), находим удельную поверхность (для $\delta = 2,65$ г/см³)

$$S_0 = \frac{0,6}{\delta} \cdot \sum \frac{1}{d} = \frac{0,6 \cdot 2,341}{2,65} = 5,3 \text{ см}^2/\text{г}.$$

В. Поправка на форму зерен

Рассмотренные способы аналитического или графического расчета поверхности по ситовому анализу обладают тем недостатком, что при этом не учитывается действительная форма зерен, обычно отличающихся от правильного шара или кубика. Ввиду этого необходимо введение соответствующей поправки. Коэффициент перехода от вычисленной теоретической поверхности к действительной, измеренной каким-либо точным методом (например, газоадсорбционным), зависит от физических свойств измельченного материала (формы зерен) и от крупности взятых классов. Фактическая поверхность больше теоретической, найденной по формуле (390) в несколько раз [37].

Так, по Годэну, для мелких классов можно считать этот коэффициент в среднем $K = 1,75$ (крайние пределы: от 1,3 до 2,6). То же среднее значение $K = 1,75$ (пределы: 1,6—2) рекомендует принимать для угольных порошков Ромадин. По Роллеру, для частиц угля в среднем $K = 1,27$, для барита $K = 1,9$. По Хукки, этот коэффициент для кварца лежит в пределах 1,9—6; по Гроссу и Циммерлеу от 2 до 5,5 [37]. Поскольку узкие классы необходимы только для лабораторных исследований, определение их удельной поверхности в каждом отдельном случае производится опытным путем.

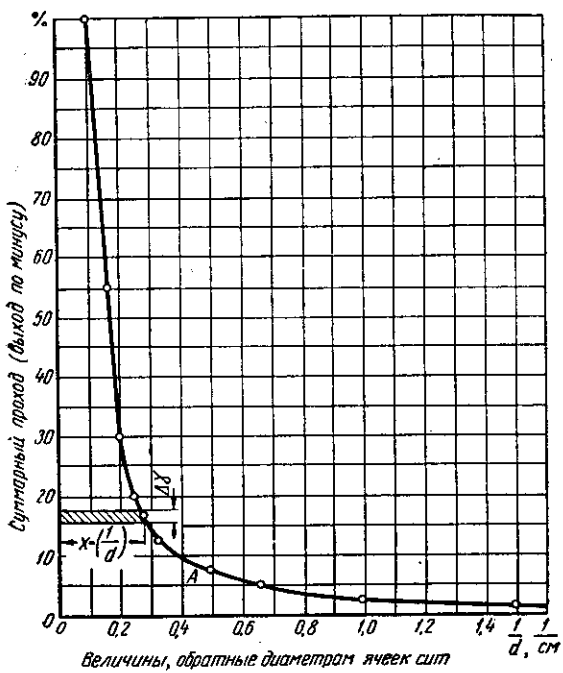


Рис. 91. Графический способ определения удельной поверхности

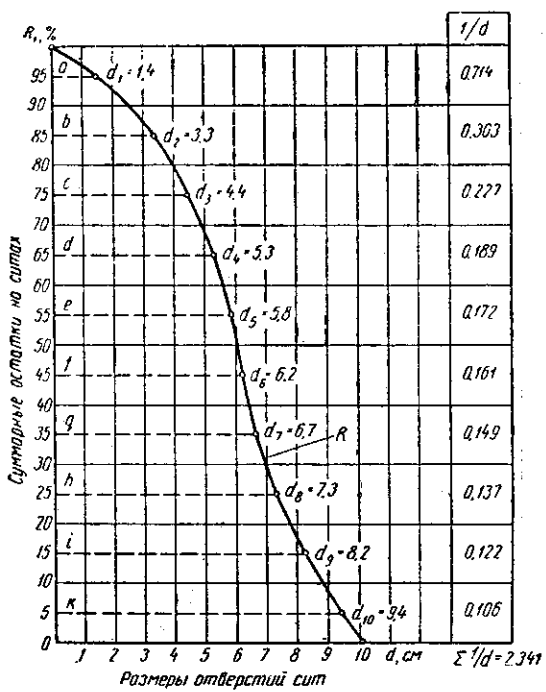


Рис. 92. Графический способ определения удельной поверхности (по Миттагу)

Г. Условная поверхность

Наряду с рассмотренным часто применяется метод расчета с помощью другого параметра — условной поверхности. В последней графе табл. 37 приведены ее значения по Вейнигу. Каждому классу крупности соответствует параметр, вычисляемый по формуле

$$S_w = \frac{3,2}{d_{cp}}, \quad (396)$$

где d_{cp} — см (под средним диаметром понимается средний арифметический из крайних размеров сит).

При $d_{cp} = 32$ мм формула (396) дает $S_w = 1$, следовательно, поверхность крупного класса 37,3—26,7 мм, со средним диаметром $d_{cp} = 32$ мм принимается здесь за условную единицу. Поверхность более крупных классов в расчет не принимается.

Поскольку вся шкала сит США имеет модуль $\sqrt{2} = 1,41$, этот модуль остается действительным и для средних диаметров всех классов, а следовательно, и для коэффициентов S_w , обратно пропорциональных средним диаметрам.

Таблица коэффициентов Вейнига обрывается на классе 0,064 — 0 мм, для которого он принимает $d_{cp} = 0,063$ мм. Если принять $d_{cp} = 0,063$ мм, то точнее было бы считать последний класс как класс 0,074—0,053 мм. Но автор формулы (396) полагает, что образование мелких частиц менее 0,053 мм не может рассматриваться как «полезная работа мельницы», и потому принимает за наименьший расчетный диаметр $d_{cp} = 0,063$ мм. В этом состоит вторая условность рассматриваемого метода.

Сравнивая последнюю графу табл. 37 с предыдущей, видим, что условная поверхность по Вейнигу есть не что иное, как теоретическая поверхность S_t умноженная на $\sqrt{2}$. Таким образом, поправочный коэффициент $\frac{S}{S_t}$ принимается Вейнигом постоянным и равным 1,41*. В этом состоит третья условность метода.

Вполне естественно, что исчисление «удельной поверхности по Вейнигу» не дает действительной поверхности продукта измельчения, и поэтому основанный на этом параметре метод расчета мельниц по «тонно-поверхностям», широко применявшийся в тридцатых и сороковых годах, в настоящее время можно считать устаревшим.

Так, например, при содержании 67% класса минус 0,074 мм и удельном весе $\delta = 2,65$ г/см³ реальная удельная поверхность кварцевого порошка близка к $S_0 = 1340$ см²/г, в то время как поверхность, найденная по методу условных параметров, оказывается почти в три раза меньше истинной. Этим подтверждается, что принимать «условную поверхность» за основу расчета мельниц не следует.

Д. Вычисление удельной поверхности по экспоненциально-степенному уравнению

Наиболее важное для практики значение имеет определение удельной поверхности не узких классов, а всего тонкоизмельченного продукта.

В последнее время предпринимаются попытки рассчитать удельную поверхность мелких продуктов чисто аналитическим путем, пользуясь тем или иным уравнением характеристики крупности.

Применительно к уравнению Розина — Рамллера расчет был разработан Ромадиным [39], Келль [45] и Перовым [37], а применительно к упрощенному показательному уравнению — автором [43].

Перепишем уравнение Розина — Рамллера (355) в следующем виде:

$$R = 100e^{-bx^n}, \quad (397)$$

где для обозначения диаметра, взамен d , поставлена буква x .

Составляя дифференциал левой и правой части уравнения, получаем

$$-dR = 100 \cdot nbx^{n-1}e^{-bx^n}dx. \quad (398)$$

* Формула (391) (соответствующая $\delta = 2,65$ г/см³) дает $S_t = \frac{2,26}{d_{cp}}$. Умножая числитель на 1,41, получаем формулу Вейнига $S_w = \frac{3,2}{d_{cp}}$ (396).

Но отрицательная разность ($-dR$) есть не что иное, как процентный выход элементарного класса со средним диаметром x , т. е. класса, лежащего в пределах от $(x + \frac{dx}{2})$ до $(x - \frac{dx}{2})$. Иначе говоря, dR есть ордината кривой распределения (частной характеристики) для точки с абсциссой x , потому она равна выходу

$$-dR = \gamma. \quad (399)$$

На основании двух последних уравнений, выражая γ не в процентах, а в долях единицы, имеем

$$\gamma = nbx^{n-1}e^{-bx^n}dx. \quad (400)$$

Для определения поверхности элементарного класса dS_0 (которую можно рассматривать как дифференциал общей удельной поверхности S_0) воспользуемся формулой (386). Последняя дает

$$dS_0 = \frac{6\gamma}{\delta x}, \quad (401)$$

где γ — элементарный выход (выход элементарного класса).

Для мелких продуктов размер x обычно измеряется в микронах, а S_0 — в $см^2$ ($1 см = 10^4 мк$). Для однородности размеров необходимо ввести в формулу (401) численный коэффициент перехода 10^4 , тогда, подставляя в нее значение γ из предыдущего уравнения (400), получим

$$dS_0 = \frac{10^4 \cdot 6}{\delta} (nbx^{n-2}e^{-bx^n}dx),$$

где x — в микронах.

Для перехода от элементарного класса ко всему продукту (весом в 1 г) необходимо проинтегрировать левую и правую части равенства (402) в пределах от наименьшего значения $x = x_1$ до наибольшего $x = x_2$

$$S_0 = \frac{6 \cdot 10^4}{\delta} \int_{x_1}^{x_2} nbx^{n-2}e^{-bx^n}dx. \quad (402)$$

Если, как и прежде, сделать замену постоянных ($b = \frac{1}{x_e^n}$), то окончательно получим

$$S_0 = \frac{6 \cdot 10^4 n}{\delta x_e^n} \int_{x_1}^{x_2} x^{n-2} e^{-\left(\frac{x}{x_e}\right)^n} dx. \quad (403)$$

Интеграл может быть взят только приближенно: если разложить подынтегральную функцию в ряд, то

$$S_0 = \frac{6 \cdot 10^4 n}{\delta x_e^n} \left[\frac{x^{n-1}}{n-1} - \frac{x^{2n-1}}{x_e^n (2n-1)} + \frac{x^{3n-1}}{x_e^{2n} \cdot 1 \cdot 2 (3n-1)} \right]_{x_1}^{x_2}. \quad (404)$$

Следует иметь в виду, что нижний предел можно считать равным нулю ($x_1 = 0$) только при $n > 1$, так как при $n < 1$ выход элементарного класса стремится к бесконечности. В этом случае В. А. Перов [37] рекомендует брать $x_1 = 1 мк$.

По Ромадину [39], формула (403) в комбинации с уравнением (397) приближенно дает

$$S_0 = \frac{6 \cdot 10^4 n}{\delta d_e} C_0 \left[\ln \frac{100}{R} \right]^{\frac{1}{4}}. \quad (405)$$

В частности, для угольной пыли $n = 1,25$ и $\delta = 1200 кг/м^3$; откуда по Ромадину удельная поверхность ее

$$S_0 = 261 \left(\ln \frac{100}{R_{88}} \right)^{\frac{1}{1,25}}, м^2/кг. \quad (406)$$

*Е. Вычисление удельной поверхности по упрощенному
показательному уравнению*

Выше уже упоминалось, что автором настоящей книги предложено упрощенное уравнение, получающееся из уравнения Розина — Раммлера при $n=1$. Такой случай часто встречается на практике.

При $n=1$ интегральное уравнение (402) приобретает более простой вид

$$S_0 = \frac{6 \cdot 10^4 b_0}{\delta} \int_{x_1}^{x_2} e^{-b_0 x} \frac{dx}{x}, \quad (407)$$

где x — размер, $\mu\text{к}$; S_0 — удельная поверхность, $\text{см}^2/\text{г}$.

Этот интеграл также берется разложением подынтегральной функции в ряд

$$S_0 = \frac{6 \cdot 10^4 b_0}{\delta} \left[\ln x - b_0 x + \frac{b_0^2}{4} x^2 - \frac{b_0^3}{18} x^3 + \frac{b_0^4}{24} x^4 \dots \right]_{x=x_1}^{x=x_2} \quad (408)$$

К сожалению, полученное равенство не допускает нулевого значения для нижнего предела x_1 , в связи с чем необходимо ввести какое-то ограничение мелких классов достаточно малым размером, не равным, однако, нулю. Поэтому примем допущение, что в материале отсутствуют классы меньше одного микрона. Этому допущению соответствует $x_1=1 \text{ мк}$.

Что касается верхнего предела x_2 , то его также необходимо выбрать конечным. Наиболее простые соотношения получаются в том случае, если верхним пределом считать номинальную крупность d_k ; тогда $x_2=d_k$.

Таким образом, интегрируя в пределах от $x_1=1 \text{ мк}$ до $x_2=d_k$, мы определим не всю удельную поверхность, а только ту ее основную часть, которая приходится на классы «минус d_k плюс 1 мк », пренебрегая наличием классов крупнее d_k и мельче 1 мк . Для того чтобы отметить это обстоятельство, примем для левой части уравнения (408) символ S_k .

При подстановке обоих пределов в первое слагаемое, стоящее в квадратных скобках формулы (408), получим

$$[\ln x]_{x_1=1}^{x_2=d_k} = \ln \frac{d_k}{1} = \ln d_k. \quad (409)$$

Что касается остальных членов разложения, то в них войдет разность тех или иных степеней и единицы, например: $b_0 (d_k - 1)$; $\frac{b_0^2}{4} (d_k^2 - 1)$ и т. д., откуда

$$S_k = \frac{6 \cdot 10^4 b_0}{\delta} \left[\ln \frac{d_k}{1} - b_0 (d_k - 1) + \frac{b_0^2}{4} (d_k^2 - 1) - \frac{b_0^3}{18} (d_k^3 - 1) + \right. \\ \left. + \frac{b_0^4}{24} (d_k^4 - 1) \dots \right]. \quad (410)$$

В выражениях, стоящих в круглых скобках, величиной $x_1=1 \text{ мк}$ можно пренебречь по сравнению с верхним пределом d_k , равным нескольким сотням или тысячам микрон. Поэтому окончательно

$$S_k = \frac{6 \cdot 10^4 b_0}{\delta} \left[\ln d_k + \sum_{m=1}^{m=\infty} \frac{(-1)^m (b_0 d_k)^m}{m(1 \cdot 2 \cdot 3 \dots m)} \right]. \quad (411)$$

В этом выражении d_k — номинальная крупность продукта. Выше было показано [см. формулу (367)], что если d_k выражено в микронах, то произведение $(b_0 d_k)$ есть постоянная (безразмерная) величина, равная почти точно трем единицам

$$b_0 d_k = \frac{\lg 20}{\lg e} \approx 3. \quad (412)$$

Подставляя это значение произведения в формулу (411), получаем

$$S_k = \frac{18 \cdot 10^4}{\delta d_k} \left[\ln d_k - \frac{3}{1} + \frac{3^2}{2 \cdot 2} - \frac{3^3}{3 \cdot 2 \cdot 3} + \frac{3^4}{4 \cdot 2 \cdot 3 \cdot 4} - \frac{3^5}{5 \cdot 2 \cdot 3 \cdot 4 \cdot 5} \dots \right] =$$

$$= \frac{18 \cdot 10^4}{\delta d_k} [\ln d_k - 3 + 2,25 - 1,5 + 0,84 - 0,41 + 0,166 - 0,61 +$$

$$+ 0,20 - 0,006 + 0,002 \dots]. \quad (413)$$

Слагаемые этого бесконечного знакопеременного ряда быстро уменьшаются, это доказывает, что ряд сходящийся. Ограничиваясь десятью членами разложения, находим

$$S_k = \frac{6 \cdot 10^4 \cdot 3}{\delta d_k} [\ln d_k - 1,699] = \frac{6^4 \cdot 10^4 \cdot 3}{\delta d_k} \left[\ln \frac{d_k}{5,47} \right]. \quad (414)$$

Остается перейти от натуральных логарифмов к десятичным (введя коэффициент 2,302). Тогда наша формула для приближенного определения теоретической удельной поверхности S_k примет следующий окончательный вид:

$$S_k = 2,302 \frac{18 \cdot 10^4}{\delta d_k} \lg \left(\frac{d_k}{5,47} \right), \text{ см}^2/\text{г}, \quad (415)$$

где δ — объемный (удельный) вес, $\text{г}/\text{см}^3$; d_k — номинальная крупность, мк .

В табл. 38 приведены результаты вычислений удельной поверхности для материалов удельным весом $\delta = 2,65 \text{ г}/\text{см}^3$ (см. кривую S_k на рис. 94).

Таблица 38

Расчетная удельная поверхность эталонной руды

Содержание класса $-0,074 \text{ мм}$ $\beta_{24}, \%$	Номинальная крупность $d_k, \text{ мк}$ (сито, дающее 5% остатка)	Удельная поверхность по формуле (415) при $K_\phi = 1, S_k, \text{ см}^2/\text{г}$	Содержание класса $-0,074 \text{ мм}$ $\beta_{24}, \%$	Номинальная крупность $d_k, \text{ мк}$ (сито, дающее 5% остатка)	Удельная поверхность по формуле (415) при $K_\phi = 1, S_k, \text{ см}^2/\text{г}$
0	—	0	50	320	865
5	4400	100	55	280	960
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

Для приближения к действительности необходимо учесть поверхность отброшенных классов и кроме того иметь в виду отклонение формы зерен от правильных шаров или кубиков. Для внесения соответствующей поправки введем коэффициент формы K_ϕ , большой единицы, тогда действительная удельная поверхность будет

$$S_0 = K_\phi S_k, \quad (416)$$

где S_k вычисляется по формуле (415).

Коэффициент K_f может быть определен только экспериментальным путем — в результате сравнения опытной величины S_0 и теоретической S_k (см. табл. 39).

§ 56. Экспериментальное определение удельной поверхности

Применяется несколько химических и физических методов непосредственного экспериментального определения удельной поверхности.

А. Химические и физико-механические методы

Из химических методов наиболее известны метод растворения и метод адсорбции. Первый основан на том, что скорость реакции между твердым телом и жидкостью пропорциональна поверхности их контакта. Определяя, например, скорость растворения кварца в плавиковой кислоте и зная площадь поверхности куска кварца, взятого за эталон, путем сравнения скоростей растворения находят поверхность измельченного кварцевого порошка.

Адсорбционный метод основан на способности некоторых веществ (в частности, газов) адсорбироваться твердыми телами (скапливаться на поверхности твердых тел). Измеряя количество израсходованного на адсорбцию газа, определяют поверхность.

Известны и другие физико-химические методы измерения поверхности: по гигроскопичности, по теплоте смачивания и пр. Все они вследствие своей сложности используются только при весьма точных исследованиях. В обычной практике применяются быстрые физические методы анализа: метод фильтрации воды и метод просасывания воздуха.

Б. Метод фильтрации воды

Институтом Гинцветмет разработан метод измерения поверхности с помощью гидравлического поверхностемера [46]. По полученным экспериментальным данным вычисляют коэффициент фильтрации воды с помощью формулы

$$K_{H_2O} = \frac{Q\mu}{Fp} \quad (417)$$

где Q — расход фильтрующейся воды, $кг/сек$;

μ — вязкость воды (при комнатной температуре $\mu = 0,01$ пуаза);

l — высота слоя испытуемого материала, $см$;

F — площадь сечения гильзы прибора, $см^2$;

P — напор (разность давлений; постоянная величина $P = 100$ $г/см^2$).

Далее находят пористость m материала из выражения

$$m = 1 - \frac{G}{F\delta} \quad (418)$$

где G — вес порции материала, $г$;

δ — его удельный вес, $г/см^3$.

С помощью параметров K_{H_2O} и m удельную поверхность находят по следующей приближенной формуле:

$$S_0 = \frac{14}{\delta} \sqrt{\frac{m^3}{K_{H_2O}(1-m)^2}} \quad см^2/г. \quad (419)$$

В. Метод просасывания воздуха

Наиболее распространенным на практике является специальный пневматический прибор для измерения поверхности сухих порошков — поверхностемер, в частности, поверхностемер системы В. В. Товарова [46] (Гипроцемент).

Прибор (рис. 93) состоит из четырех основных деталей: гильзы 1, плунжера 2, аспиратора 3 и водяного манометра 4.

Гильза 1 крепится болтами 7 к фланцу массивной подставки 6. Предварительно между фланцами закладывается резиновое кольцо 17 и входящий в него металлический диск 5 с мелкими отверстиями. На диск кладут кружок фильтровальной бумаги, поверх которого насыпают навеску испытуемого порошка.

Верхнюю поверхность порошка также покрывают кружком фильтровальной бумаги. Затем, нажимая пустотелый плунжер 2 рукой, спрессовывают порошок почти до соприкосновения упора 10 плунжера с торцом гильзы 1. Для точного отсчета глубины погружения плунжера служит нониус 8 и указатель 11 с подвижной шкалой 9.

Аспиратор, отсасывающий воздух из гильзы по трубке 14, действует по принципу сосуда Марриота.

Подготовку к опыту ведут следующим образом. Вынимая пробку 12, заполняют колбу 3 водой почти до верха (при закрытом кране 15), после чего вставляют пробку на место.

Резервуар 13 манометра заполняют подкрашенной жидкостью до тех пор, пока уровень ее не совпадает с нулем шкалы манометра.

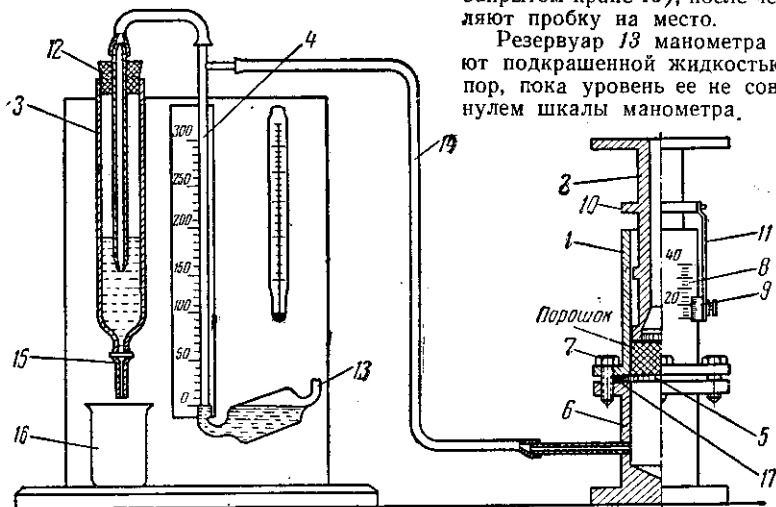


Рис. 93. Схема пневматического поверхностемера системы В. В. Товарова (Гипроцемент)

После того как трубка 14 будет присоединена к подставке 6, открывают кран 15, и вода начинает вытекать из сосуда 3 в стакан 16. По мере опускания уровня воды увеличивается разрежение над ее поверхностью, что отмечается по показаниям манометра 4.

После того как разрежение станет постоянным, скорость тока воздуха также стабилизуется. Он будет просасываться в сосуд 3 через трубку 14 из гильзы 1, поступая в систему из атмосферы через полую часть плунжера 2 и проходя затем через весь слой находящегося в гильзе материала. В этот момент стакан 16 заменяют новым. Через несколько минут кран 15 закрывают, взвешивают количество вытекшей в него воды и определяют ее расход Q , $см^3/сек$.

Коэффициент фильтрации воздуха $K_{возд}$ подсчитывается по формуле, аналогичной (417):

$$K_{возд} = \frac{Q\mu l}{FH}, \quad (420)$$

где Q — расход воды, $см^3/сек$;

μ — вязкость воздуха в пуазах;

l — высота слоя порошка, $см$;

F — площадь поперечного сечения гильзы, $см^2$;

H — показания манометра (разрежение), $см$.

Удельная поверхность испытуемого порошка определяется по формуле:

$$S_0 = \frac{14}{\delta} \sqrt{\frac{m^3}{K_{возд}(1-m^2)}}, \quad (421)$$

где δ — удельный вес порошка, $г/см^3$;

m — коэффициент пористости, определяемый по формуле (418);

$K_{возд}$ — коэффициент фильтрации воздуха, найденный по формуле (420).

Формула (421) отличается от формулы (419) только тем, что в данном случае определяется коэффициент фильтрации воздуха, а не воды.

§ 57. Сравнение опытных и теоретических данных по определению удельной поверхности

А. Измельчение руд

На рис. 94 нанесена теоретическая кривая $S_k = f(\beta_{74})$, рассчитанная по формуле автора (414) при $K_\phi = 1$ (см. нижнюю сплошную линию 1). Для сопоставления на диаграмму нанесены экспериментальные точки.

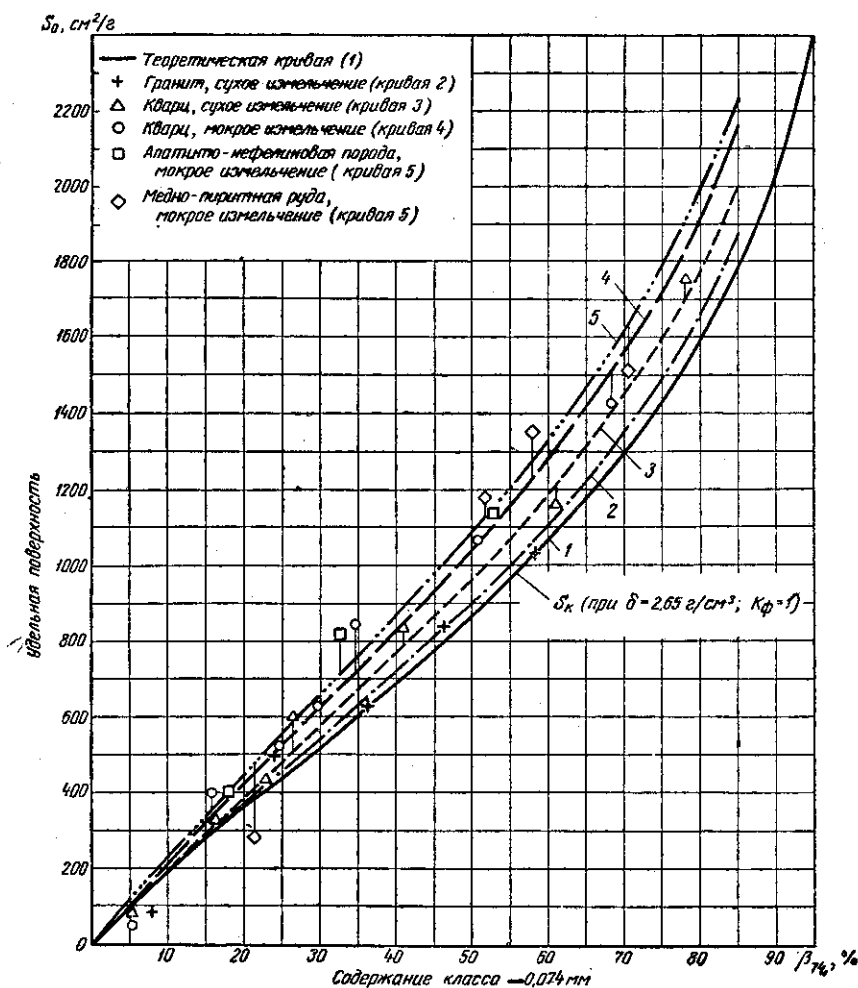


Рис. 94. Кривые зависимости удельной поверхности от содержания мелкого класса

относящиеся к кварцу и другим материалам (см. табл. 39, составленную по данным М. Н. Казеннова [57]. Удельная поверхность порошков определялась с помощью поверхностемера (рис. 93).

Помимо основной кривой 1, на рис. 94 нанесены пунктирные кривые, ординаты которых получены умножением ординат первой на ту или иную постоянную величину K_ϕ — поправочный коэффициент на отклонение формы зерен от правильных шариков или кубиков.

Сравнение экспериментально найденной и вычисленной удельной поверхности

Содержание класса минус 0,074 мм в измельченном продукте β_{74} , %	Удельная поверхность, $см^2/г$		Примечание
	по экспериментальным данным, S_1	рассчитанная по формуле $S_0 = K_{\Phi} S_K$	
Гранит ($\delta = 2,57 \text{ г/см}^3$) сухое измельчение ($K_{\Phi} = 1$; $S_0 = S_K$)			
8,0 (исходный)	82	—	Кривая 2 (рис. 94)
21,7	412	390	
24,3	502	435	
36,5	630	655	
46,4	842	830	
58,2	1035	1040	
Кварц ($\delta = 2,65 \text{ г/см}^3$) сухое измельчение ($K_{\Phi} = 1,12$; $S_0 = 1,12 S_K$)			
5,3 (исходный)	83	—	Кривая 3 (рис. 94)
16,3	326	315	
22,9	429	440	
26,6	600	515	
40,8	834	790	
61,2	1150	1180	
78,2	1760	1730	
Кварц ($\delta = 2,65 \text{ г/см}^3$), мокрое измельчение ($K_{\Phi} = 1,20$, $S_0 = 1,20 S_K$)			
5,3 (исходный)	62	—	Кривая 4 (рис. 94)
16,1	396	345	
24,7	520	515	
29,7	630	620	
34,9	795	725	
51,1	1068	1065	
68,8	1420	1430	
Апатито-нефелиновая порода ($\delta = 2,87 \text{ г/см}^3$), мокрое измельчение ($K_{\Phi} = 1,35$; $S_0 = 1,35 S_K$)			
6,3 (исходный)	70	—	Кривая 5 (рис. 94)
17,9	403	390	
32,5	816	700	
52,8	1140	1150	
Медно-пиритная руда ($\delta = 4,5 \text{ г/см}^3$) (Красногвардейского рудника), мокрое измельчение ($K_{\Phi} = 2$; $S_0 = 2 S_K$)			
21,3 (исходный)	282	—	Кривая 5 (рис. 94.)
52,1	1185	1140	
58,1	1352	1270	
70,8	1512	1540	

Для гранита ($\delta = 2,57 \text{ г/см}^3$), измельченного сухим способом, экспериментально найденные величины удельной поверхности S (см. табл. 39 и кривую 2 на рис. 94) практически совпадают с вычисленными по теоретической формуле значениями S_K (см. кривую 1). В данном случае поправочный коэффициент на форму зерен почти не отличается от единицы: его можно принимать равным $K_{\Phi} = 1$, и потому формула перехода от теоретической поверхности к действительной будет

$$S_0 = S_K \left(\frac{2,65}{2,57} \right).$$

Как видно из табл. 39 и рис. 94 (кривая 3), для измельченного всухую кварца ($\delta = 2,65 \text{ г/см}^3$) может быть принят коэффициент формы $K_{\Phi} = 1,12$, откуда $S_0 = 1,12 S_K$.

При мокром измельчении кварца (см. табл. 39 и кривую 4) коэффициент формы повышается до $K_{\phi} = 1,20$, и потому в этом случае

$$S_0 = 1,20S_k. \quad (422)$$

Кривая 5 обобщает результаты опытного определения удельной поверхности измельченных мокрым способом проб апатито-нефелиновой породы ($\delta = 2,87 \text{ г/см}^3$). Поскольку ординаты этой кривой могут быть получены умножением ординат теоретической кривой (с учетом удельного веса) на коэффициент $K_{\phi} = 1,35$, можно считать подходящей формулу перехода

$$S_0 = 1,35S_k. \quad (423)$$

Для медно-пиритной руды ($\delta = 4,5 \text{ г/см}^3$) имеем

$$S_0 = 2S_k. \quad (424)$$

При указанных значениях K_{ϕ} опытные точки на рис. 94 практически совпадают с расчетными кривыми (показаны пунктиром).

Рассматривая кривую 4 (кварц, мокрое измельчение) можно видеть, что вначале она очень близка к прямой линии. Без большой погрешности можно считать ее совпадающей с некоторой средней прямой в пределах от $\beta_{74} = 0$ до $\beta_{74} = 65\%$. Для этого участка опытные данные хорошо охватываются соотношением

$$S_0 = 21\beta_{74}. \quad (425)$$

Таким образом можно считать, что до некоторого предела удельная поверхность продукта мокрого измельчения кварца почти прямо пропорциональна содержанию класса минус 0,074 мм; коэффициент пропорциональности равен 21 единице, т. е. каждому проценту содержания класса минус 0,074 мм соответствует удельная поверхность 21 $\text{см}^2/\text{г}$. Например, при $\beta_{74} = 50\%$ $S_0 = 21 \cdot 50 = 1050 \text{ см}^2/\text{г}$; а при $\beta_{74} = 60\%$ $S_0 = 21 \cdot 60 = 1260 \text{ см}^2/\text{г}$ и т. д.

Следовательно, во всех случаях, когда для расчета мельниц I стадии используется величина вновь образованной поверхности, последняя может быть без большой погрешности заменена содержанием класса минус 0,074 мм, которому она прямо пропорциональна.

Необходимо помнить, что соотношение (425) пригодно для приближенной оценки вероятной фактической величины поверхности только для продуктов I стадии мокрого измельчения (при $\beta_{74} \leq 65\%$), для которых между удельной поверхностью и содержанием мелкого класса имеется в первом приближении прямая пропорциональность, и неприменимо при $\beta_{74} > 65\%$, т. е. для продуктов II стадии измельчения. В этом случае поверхность растет гораздо быстрее, чем β_{74} , как это видно по кривой рис. 94, соответствующей развернутому уравнению $S_k = f(\beta_{74})$. Заметим, что последнее можно получить, если в формулу (415) подставить d_k из уравнения (380):

$$S_k = \frac{2,302 \cdot 18 \cdot 10^4 K_{\phi} \lg \left(\frac{100}{100 - \beta_{74}} \right)}{96,38} \lg \left[\frac{96,3}{5,74 \lg \left(\frac{100}{100 - \beta_{74}} \right)} \right]. \quad (426)$$

Следовательно, расчет мельниц II стадии по методу определения вновь образованной поверхности не может быть заменен расчетом по вновь образованному классу минус 0,074 мм, что вполне возможно для мельниц I стадии.

Б. Измельчение цемента

Остановимся на отношении между удельной поверхностью и остатком на сите 0,088 мм, принятым в качестве стандартного для оценки тонкости помола в цементной промышленности.

Связь между S_k и номинальной крупностью d_k в предположении, что характеристика подчиняется предлагаемому упрощенному показательному уравнению (364)

$$\frac{100}{R} = e^{b \cdot d},$$

дается выведенной ранее формулой (415)

$$S_k = \frac{2,302 \cdot 18 \cdot 10^4}{\delta d_k} \lg \left(\frac{d_k}{5,47} \right), \text{ см}^2/\text{г},$$

где d_k — размер сита (мк), на котором остаток равен 5%.

С другой стороны, связь между остатком на сите $d = 88$ мк и номинальной крупностью d_k представится соотношением (382):

$$\lg \frac{100}{R_{88}} = \frac{88 \cdot \lg 20}{d_k} = \frac{115}{d_k}.$$

Формуле (382) отвечает на рис. 95 верхняя кривая (осевой пунктир) содержания β_{88} , дополняющего R_{88} до 100%.

Вычисленная по формуле (415) удельная поверхность цемента ($\delta = 3,04 \text{ кг/л}$) при двух значениях коэффициента формы: $K_\phi = 1$ и $K_\phi = 1,6$ изображена на рис. 95 в виде двух кривых.

Как видно из сопоставления с экспериментальными точками верхняя кривая, отвечающая коэффициенту формы $K_\phi = 1,6$, хорошо совпадает со средними опытными данными и, в частности, соответствует почти точно данным Ансельма [37]. Этим доказывается, во-первых, возможность охарактеризовать крупность цемента упрощенным уравнением (364), а во-вторых, применимость выведенных нами приближенных уравнений (415) и (382) для вычисления удельной поверхности цементного порошка по заданному остатку R_{88} , и наоборот.

По поводу рис. 95 интересно отметить, что очень большой удельной поверхностью $S_0 = 5500 \text{ см}^2/\text{г}$ обладает цемент, полученный в США при измельчении не в открытом, а в замкнутом цикле. Очевидно, такой тонкий продукт целесообразно характеризовать остатком не на грубом сите 0,088 мм ($R_{88} = 0,02\%$), а на более тонком, например 0,044 мм, как это часто делается для продуктов II стадии при измельчении руд.

§ 58. Сводка важнейших данных по гранулометрии (гл. VIII)

1. В обогатительной практике линейные размеры отдельных кусков, зерен, частиц заменяются одним размером: либо условным диаметром, либо средним расчетным диаметром.

При ситовом анализе за условный диаметр принимается линейный размер ячейки сита; при шламовом анализе — диаметр шара, падающего в жидкости с той же скоростью.

Средний расчетный диаметр зерна определяется путем сопоставления его с телом правильной геометрической формы.

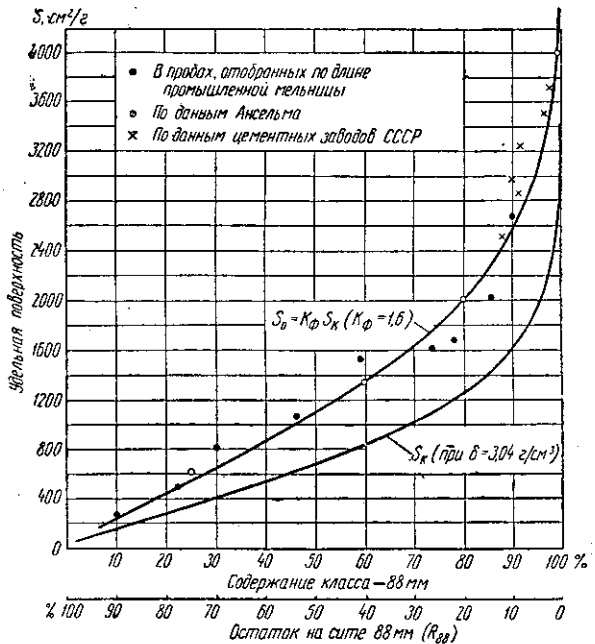


Рис. 95. Кривые удельной поверхности цемента

для вычисления удельной поверхности цементного порошка по заданному остатку R_{88} , и наоборот.

По поводу рис. 95 интересно отметить, что очень большой удельной поверхностью $S_0 = 5500 \text{ см}^2/\text{г}$ обладает цемент, полученный в США при измельчении не в открытом, а в замкнутом цикле. Очевидно, такой тонкий продукт целесообразно характеризовать остатком не на грубом сите 0,088 мм ($R_{88} = 0,02\%$), а на более тонком, например 0,044 мм, как это часто делается для продуктов II стадии при измельчении руд.

§ 58. Сводка важнейших данных по гранулометрии (гл. VIII)

1. В обогатительной практике линейные размеры отдельных кусков, зерен, частиц заменяются одним размером: либо условным диаметром, либо средним расчетным диаметром.

При ситовом анализе за условный диаметр принимается линейный размер ячейки сита; при шламовом анализе — диаметр шара, падающего в жидкости с той же скоростью.

Средний расчетный диаметр зерна определяется путем сопоставления его с телом правильной геометрической формы.

2. За средний расчетный диаметр совокупности зерен какого-либо узкого класса ($d_1 - d_2$) чаще всего принимают среднюю арифметическую величину, т. е. полусумму пределов, и в более редких случаях — другие соотношения (см. табл. 33).

3. Средний диаметр смеси зерен широкого диапазона крупности вычисляется по принципу проф. С. Е. Андреева (см. табл. 34).

4. Гранулометрический состав продуктов дробления и измельчения характеризуется процентным распределением кусков, зерен и частиц по отдельным классам крупности; он устанавливается путем ситового и шламового анализов. График, построенный по данным этих анализов, носит название характеристики крупности продукта.

Чаще всего применяется графическая характеристика по плюсу, иначе, кривая суммарных остатков на ситах $R = f(d)$.

5. Широко применяемым для оценки гранулометрического состава является уравнение Розина — Раммлера

$$R = 100e^{-bd^n}.$$

На основе этого уравнения строится двойная логарифмическая сетка (рис. 87), с помощью которой характеристики «выпрямляются». Показатель степени n равен тангенсу угла наклона прямой на таком графике.

6. Предложенное автором упрощенное уравнение имеет вид

$$R = 100e^{-bd}$$

и является частным случаем общего уравнения (355) при $n = 1$.

7. Номинальной крупностью продукта так же, как и крупностью разделения при классификации, называется размер того сита (d_k), на котором при ситовом анализе получился бы остаток $R_k = 5\%$ (или проход 95%).

8. Упрощенное уравнение автора, в которое введена номинальная крупность, имеет вид

$$R = 100e^{-3\frac{d}{d_k}}.$$

График этой функции (рис. 89) представляет собой как бы универсальную характеристику.

9. Упрощенное уравнение может быть представлено также в логарифмическом виде (383):

$$\lg \frac{100}{R} = \frac{1,301d}{d_k}.$$

С помощью этого уравнения легко определяется содержание расчетного мелкого класса ($d=0$) мм по номинальной крупности d_k , и наоборот (см. табл. 36). Соответствующая диаграмма приведена на рис. 90.

10. Удельной поверхностью S_0 порошкообразного продукта называется общая площадь поверхности всех зерен, входящих в единицу его веса; она измеряется в $см^2/г$ или $м^2/г$.

11. Теоретическая поверхность узкого класса зерен с удельным весом и средним условным диаметром d_{cp} (см), имеющих правильную геометрическую форму, равна

$$S_t = \frac{6\gamma}{\delta d_{cp}}, \text{ см}^2,$$

где γ — выход класса в долях единицы.

В частности, при $\gamma = 1$ и $\delta = 2,65 \text{ г/см}^3$ удельная поверхность

$$S_t = \frac{2,26}{d}, \text{ см}^2/г.$$

12. Действительная удельная поверхность больше теоретической в K_ϕ раз

$$S_0 = K_\phi S_t,$$

где K_ϕ — коэффициент, учитывающий неправильность формы зерен, а также закономерность распределения их по крупности.

13. Для продуктов, крупность которых подчиняется упрощенному показательному уравнению, расчетная (теоретическая) удельная поверхность равна [формулы (415) и (416)]

$$S_k = \frac{BK_\phi}{\delta d_k} \lg\left(\frac{d_k}{5,47}\right), \text{ см}^2/\text{г}.$$

14. Фактическая удельная поверхность определяется экспериментально с помощью точных химических и физико-химических методов (в частности газоадсорбционного) или приближенным методом фильтрации воды или воздуха, которые пропускают через испытуемый порошок, помещаемый в специальный прибор (поверхностемер).

15. Для перехода от расчетной удельной поверхности S_k к фактической S_0 служит формула (416)

$$S_0 = K_\phi S_k.$$

Сопоставление некоторых расчетных и опытных данных приведено в табл. 39 и на рис. 94 и 95.

16. Для кварца кривая $S_0 = f(\beta_{74})$ примерно до $\beta_{74} = 60$ —65% (при мокром помоле) имеет вид прямой [формула (425)]

$$S_0 \approx 21\beta_{74}, \text{ см}^2/\text{г}.$$

17. В общем случае зависимость между S_k и β_{74} дается уравнением (426) (если для материала справедливо упрощенное уравнение характеристики).

ГЛАВА IX

КИНЕТИКА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

§ 59. Уравнение кинетики измельчения

Выше были рассмотрены различные уравнения характеристики крупности готовых продуктов измельчения. Было показано, что наиболее близким к действительности является уравнение Розина и Раммлера. Главное преимущество этого экспоненциально-степенного уравнения состоит в том, что на основе его может быть построена функциональная сетка (см. рис. 87), при пользовании которой значительно упрощается внешний вид характеристик: они либо «выпрямляются» целиком, либо преобразуются в ломаные, состоящие из двух-трех отрезков.

Аналогична задача подбора уравнения кинетики измельчения, т. е. уравнения, связывающего изменение крупности с длительностью процесса размола во времени.

А. Уравнения кинетики

Одна из первых попыток отыскания закономерности кинетики измельчения принадлежит немецкому исследователю Миттагу (1928), предложившему метод оценки скорости измельчения по так называемым диаграммам помола. В начале тридцатых годов этот метод независимо от Миттага был разработан и усовершенствован А. Г. Тунцовым (институт Механобр), который ввел в исследовательскую практику «кривые измельчаемости» [47].

Исследования А. Г. Тунцова показали, что скорость образования готового мелкого продукта, оставаясь вначале приблизительно постоянной, значительно понижается к концу процесса.

В 1935 г. А. И. Загустин (институт Механобр) выдвинул гипотезу, согласно которой увеличение содержания в измельчаемом материале какого-либо мелкого класса в единицу времени пропорционально остатку еще неизмельченного к данному моменту класса той же крупности. Математически это может быть выражено соотношением

$$\frac{dR}{dt} = -kR, \quad (427)$$

из которого следует, что

$$R = R_0 e^{-kt}. \quad (428)$$

В 1936 г. В. П. Ромадин [39] предложил уравнение кинетики, по которому остаток R на данном сите есть степенная функция производительности мельницы

$$R = CQ^{\frac{1}{n}}. \quad (429)$$

В 1938 г. Алявдин—Товаров (Гипроцемент) опубликовал работу [37], в которой пришел к выводу, что зависимость остатка (R) на некотором сите от продолжительности измельчения t может быть выражена показательно-степенным уравнением

$$R = R_0 \cdot e^{-kt^m}, \quad (430)$$

где R_0 — начальный остаток на данном сите в момент $t = 0$.

В 1946 г. аналогичное уравнение было предложено В. П. Ромадиным [39]

$$R_{70} = 100 \cdot e^{-kt^p}, \quad (431)$$

где R_{70} — остаток на сите 70 мк.

В дальнейшем приемлемость уравнения Товарова — Ромадина была подтверждена рядом исследований.

В своей работе 1959 г. В. В. Товаров [37] рекомендует записывать показательно-степенное уравнение кинетики измельчения в следующей форме:

$$\frac{R}{R_0} = 10^{-kt^m}, \quad (432)$$

где R_0 — суммарный остаток на некотором сите перед началом измельчения, %;

R — то же, к моменту t , %;

k — постоянная;

t — время измельчения, мин или сек;

m — показатель степени (угловой коэффициент).

Уравнение (432) по своему внешнему виду близко к уравнению Розина и Раммлера (355), предложенному для характеристики крупности. Различие состоит в том, что в уравнении Розина — Раммлера переменным аргументом является диаметр зерна d (переменный размер отверстий сит), а остатки на ситах приурочены к определенному фиксированному моменту времени, тогда как в уравнениях Товарова — Ромадина аргументом (переменной величиной) является время измельчения t , а изменяющийся во времени остаток относится только к данному фиксированному сити d .

Б. Двойная логарифмическая сетка

С помощью исходного показательно-степенного уравнения (432) может быть построена двойная логарифмическая сетка (рис. 96); она строится совершенно так же, как сетка рис. 87 для характеристик круп-

ности. Ось ординат градуируется так же, как и в первом случае (откладываются двойные логарифмы отношения $\frac{R}{R_0}$), а на оси абсцисс откладываются логарифмы времени измельчаемости.

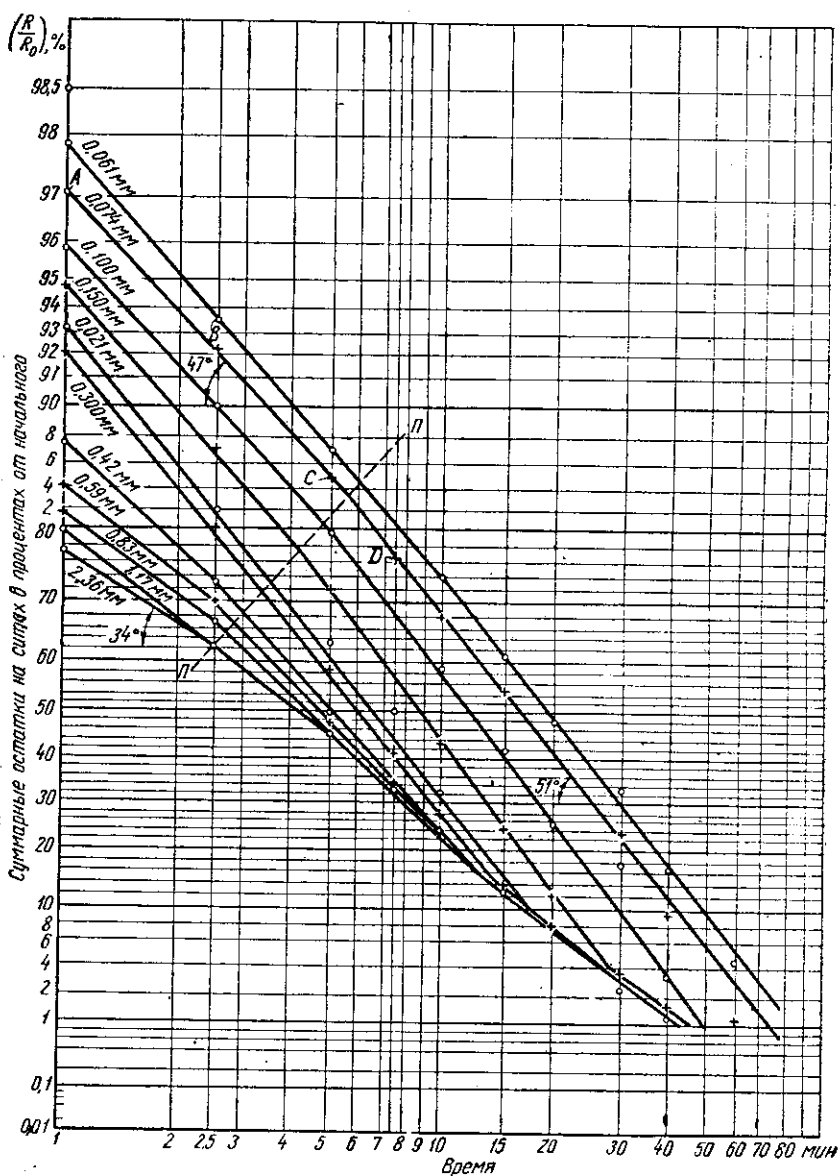


Рис. 96. Кривые измельчаемости нефелина на двойной логарифмической сетке (лабораторная шаровая мельница, мокрое измельчение в открытом цикле)

На такой сетке кривые измельчаемости выпрямляются. Действительно, логарифмируя исходное уравнение (432), имеем

$$\lg \frac{R}{R_0} = -kt^m, \quad (433)$$

а при вторичном логарифмировании получим

$$\lg \left(\lg \frac{R}{R_0} \right) = m \lg t - \lg k. \quad (434)$$

Обозначая здесь двойной логарифм через y , а логарифм t через x , можно заменить логарифмическое уравнение (434) следующим

$$y = mx + b. \quad (435)$$

Это есть уравнение прямой с угловым коэффициентом m , равным тангенсу угла наклона прямой с осью абсцисс:

$$m = \operatorname{tg} \alpha. \quad (436)$$

В виде примера на рис. 96 изображены кривые измельчаемости на двойных логарифмических сетках. Они построены путем переноса всех экспериментальных точек с обычных помольных диаграмм, вычерченных в декартовых координатах (по опытам автора).

Поскольку на рис. 96 начало оси абсцисс совпадает с временем измельчения $t=1$ мин, первая серия точек разыскивается в обычной диаграмме на вертикали, отсекающей отрезок $t=1$ мин на оси абсцисс (а не непосредственно по оси ординат). При переносе точек следует иметь в виду, что на обычной диаграмме типа (R, d) откладываются абсолютные величины остатков R , а на рис. 96 — относительные, т. е. выраженные в долях начального R_0 .

Для иллюстрации рассмотрим конкретный пример. Положим, что необходимо нанести прямую (R_{74}) остатков на сите $0,074$ мм, причем известно, что абсолютные остатки на этом сите изменялись во времени следующим образом.

При $T = 0$	При $T = 2,5$ мин	При $T = 5$ мин	При $T = 7,5$ мин
Остаток $R_0 = 93,0\%$	$R_{74} = 85,9\%$	$R_{74} = 79,1\%$	$R_{74} = 72,5\%$

Для перехода к относительным величинам необходимо разделить все значения R_{74} на R_0 , которое в данном случае (при $T = 0$) равно 93% . Получим результаты, приведенные в табл. 40 (см. также кривую $ABCD$ на рис. 96).

Таблица 40

Пересчет абсолютных величин остатков R на относительные остатки $\left(\frac{R}{R_0}\right)$

Показатели	Время измельчения T , мин				
	0	1	2,5	5	7,5
Абсолютный остаток на сите $0,074$ мм R_{74} , %	93	90,8 (по кривой)	85,9	79,1	72,5
Относительная величина остатка $\frac{R_{74}}{R_0}$, %	$100 \frac{93}{93} = 100$	$100 \frac{90,8}{93} = 97^*$	$100 \frac{85,9}{93} = 92,5$	$100 \frac{79,1}{93} = 85$	$100 \frac{72,5}{93} = 78,0$
Соответствующая точка на рис. 96 . . .	—	A	B	C	D

* Откладывается на оси ординат рис. 96 (см. точку A).

Как видно из диаграммы рис. 96, кривые преобразуются в ломаные, состоящие из двух, а иногда из трех участков. Первый участок, соответствующий малому времени измельчения, обычно имеет сравнительно малый угол наклона; средний — заметно больший угол; наконец, последний участок ломаной, если он обнаруживается, снова имеет пологое падение. Абсолютные значения углов наклона зависят как от измельчаемости материала, так и от размеров ячеек сетки, на которой определяется остаток.

Во многих случаях точки перегиба ломаных располагаются почти на одной прямой. Это можно установить, рассматривая рис. 96, где предполагаемая линия перелома нанесена пунктиром (прямая $II-II$).

На рис. 96 для обеих координатных осей принят одинаковый масштаб: $100 \text{ мм} = 1$ логарифмической единице*. Поэтому тангенс угла наклона непосредственно равен угловому коэффициенту m в уравнении кинетики (434). Ограничиваясь кривой R_{74} , отметим, что на рис. 96 первый участок имеет угол наклона $\alpha_1 = 47^\circ$, откуда $m_1 = \text{tg}47^\circ = 1,072$ (для более крупных сеток этот угол понижается до $\alpha = 34^\circ$). На втором участке ломаная образует угол $\alpha_2 = 51^\circ$ ($m_2 = 1,24$). При рассмотрении данной диаграммы и аналогичных ей можно сделать следующий важный вывод. Полное выпрямление кривых измельчаемости на двойной логарифмической сетке наблюдается в сравнительно редких случаях и потому должно рассматриваться скорее как исключение, чем как общее правило. В подавляющем большинстве случаев кривые измельчаемости преобразуются здесь в ломаные, состоящие из двух, а иногда и трех отрезков, каждый из которых имеет свой угол наклона. Поэтому угловым коэффициентом $m = \text{tg}\alpha$, представляющий собой показатель степени уравнения (432), как правило, не остается постоянным на всем протяжении ломаной $R = f(t)$. Следовательно, для точного описания кинематики измельчения необходимо каждый раз определять те границы периода измельчения, в пределах которых можно считать показатель постоянным: $m_1 = \text{const}$; $m_2 = \text{const}$; $m_3 = \text{const}$, после чего для каждой сетки необходимо составлять систему из двух (или трех) уравнений с различными значениями констант.

В. Физический смысл констант

Физический смысл показательно-степенного уравнения (430) выясняется из следующего.

Перепишем уравнение (430)

$$R = R_0 e^{-kt^m}, \quad (437)$$

Дифференцируя, находим

$$\frac{dR}{dt} = -R_0 k m t^{m-1} e^{-kt^m}. \quad (438)$$

Разделим почленно равенства (438) на (437), тогда

$$\frac{dR}{dt} = -k m t^{m-1} R.$$

Если здесь сделать замену постоянных, считая $k_1 m = k_0$ и $1 - m = p$, то

$$\frac{dR}{dt} = -R \frac{k_0}{t^p}. \quad (439)$$

В последнем уравнении производная $\left(\frac{dR}{dt}\right)$ характеризует уменьшение остатка (на данном сите) в каждую единицу времени, иначе, скорость измельчения данного класса. Следовательно, само уравнение (439) может быть прочитано следующим образом: скорость измельчения $\frac{dR}{dt}$ данного суммарного класса пропорциональна его содержанию (R) в каждый данный момент, но при этом коэффициент пропорциональности $\left(\frac{k_0}{t^p}\right)$ постепенно убывает с возрастанием времени измельчения, т. е. скорость падает быстрее, чем уменьшается недоизмельченный остаток R .

Если же $m = 1$ и $p = 0$, то уравнение (439) превращается в формулу Тунцова — Загустина (427), согласно которому скорость измельчения $\left(\frac{dR}{dt}\right)$ пропорциональна суммарному остатку R .

* Речь идет о масштабе оригинала; при изготовлении клише для данной книги размеры уменьшаются в 2 раза.

Г. Комбинированная формула кинетики измельчения

В уравнениях кинетики (430), (431) Товарова — Ромадина входит постоянная k . Для того чтобы выяснить ее физический смысл, положим, что определяется выход всех классов измельченного продукта в некоторый определенный момент t_0 . Для каждого класса крупности можно написать свое уравнение:

$$R_{88} = R_0 e^{-k_1 t^m}, \quad (440)$$

$$R_{74} = R'_0 e^{-k_2 t^m}$$

⋮

Ясно, что при сравнении остатков на различных ситах, но в один и тот же момент времени можно во всех уравнениях считать $t = \text{const}$, а значит и $t^m = \text{const}$. Обозначим эту постоянную через b . Тогда

$$R_d = R_0 e^{-k b}. \quad (441)$$

Но, как известно, R_d есть функция размера сита d , и по уравнению Розина — Раммлера

$$R_d = 100 e^{-b d^n}. \quad (442)$$

Сравнивая два последних выражения, Товаров считает возможным объединить уравнение кинетики с уравнением характеристики в одно

$$R = R_0 \cdot 10^{-a d^n t^m}. \quad (443)$$

С нашей точки зрения, такого рода соединение двух совершенно разнородных формул в одну является чисто искусственным приемом и потому в дальнейшем мы всюду записываем эти два уравнения в раздельном виде.

§ 60. Гипотезы дробления. Зависимость между удельной поверхностью и удельной работой

А. Исторический обзор

С кинетикой измельчения тесно связан вопрос о теориях или гипотезах дробления.

Как известно, предложено несколько гипотез, связывающих подведенную к мельнице работу с тем или иным показателем, характеризующим результаты процесса дробления или измельчения. Таковы гипотезы Кирпичева — Кика, Риттингера, Бонда, Ребиндера, Рундквиста и др. [48].

Применительно к процессу измельчения наибольшее распространение получила теория Риттингера (1867 г.), согласно которой вновь образованная поверхность пропорциональна произведенной работе. Но эта точка зрения оспаривалась рядом исследователей, тем более что замеры вновь образованной поверхности давали у разных авторов несовпадающие результаты.

Так, опыты Гросса и Цимерли по измельчению кварца ударами падающих шаров (1925—1926 гг.) подтвердили предположение о том, что вновь образованная поверхность прямо пропорциональна затраченной работе.

Почти одновременно (1926 г.) Мартин, однако, установил, что при размоле кварца в шаровой мельнице удельная поверхность возрастает не прямо пропорционально, а медленнее, чем расход энергии.

Г. Г. Егоров (Механобр) в монографии, опубликованной в 1938 г., указывает, что на основе проведенных дальнейших многочисленных исследований правильность положения Риттингера можно считать дока-

занной. В противоположность этому известный советский специалист проф. Л. Б. Левенсон по поводу гипотезы Риттингера в 1940 г. писал, что «применение ее для развития теории машин для измельчения... пока не оказывается возможным» [49].

Видный ученый проф. Смекал (1947, ГДР) считает, что «закон Риттингера справедлив только при определенных редко встречающихся условиях».

По мнению известного специалиста Фреда Бонда (США), гипотеза Риттингера недостаточна для объяснения процесса дробления и тонкого измельчения.

В последнее время опубликованы исследования, установившие соотношение между работой и вновь образованной поверхностью при особо тонком помоле. Так, в статье (1960) проф. Н. И. Гальперина и инж. Л. М. Полоцкого [50] доказывается, что работа измельчения пропорциональна квадрату вновь образованной поверхности

$$E = \varphi_b S^2, \quad (444)$$

где φ_b — коэффициент, зависящий от типа руды. Формула (444) действительна для сравнительно мелких материалов, когда удельная поверхность лежит в пределах 2000—12 000 $см^2/г$.

В противоположность этому некоторые исследования, выполненные в институте Механобр, подтвердили, что для многих руд и пород работа измельчения почти прямо пропорциональна первой степени вновь образованной поверхности.

Ограничиваясь сделанным обзором, можно констатировать, что, по видимому, правы обе дискутирующие стороны: доля истины в теории Риттингера, несомненно, имеется, но тем не менее эта теория недостаточно точна и требует внесения существенных поправок.

Б. Экспериментальные данные

С момента усовершенствования самого способа измерения удельной поверхности порошков вся проблема свелась к установлению закона связи между удельной работой (E) и удельной поверхностью (S_0), каждая из которых измеряется достаточно точно.

Как показал В. В. Товаров и другие исследователи, между параметрами S_0 и E всегда имеется некоторая корреляционная зависимость

$$S_0 = f(E), \quad (445)$$

причем по мере увеличения удельного расхода энергии E (измеряемого в киловатт-часах на одну тонну измельчаемого материала) растет и вновь образованная удельная поверхность S_0 (в $см^2/г$ или $м^2/т$).

Графики $S_0 = f(E)$, построенные по результатам опытов В. В. Товарова [37], приведены на рис. 97.

При рассмотрении диаграммы обнаруживается следующая важная особенность функции (445): при малом изменении удельной поверхности прирост ее прямо пропорционален затраченной работе E (гипотеза Риттингера), но при значительном изменении удельной поверхности закон прямой пропорциональности нарушается и поверхность растет значительно медленнее, чем работа.

На рис. 97 буквой P на всех кривых обозначен предел пропорциональности. Начальные отрезки кривых, считая от начала координат до точки P , можно считать практически прямыми линиями.

Эта граница, различная для разных материалов, лежит в пределах $E = 5—12$ квт·ч/т; только для кварцевого песка она повышается до 25 квт·ч/т (см. точку P_4). Удельная поверхность, соответствующая пределу пропорциональности, равна $S_0 = 600—1600$ $см^2/г$ (для песка

$S_0 = 2500 \text{ см}^2/\text{г}$). Здесь имеется некоторая аналогия с диаграммой упругого растяжения (закон Гука).

На рис. 97 наибольший интерес для работников рудообогатительных фабрик представляет кривая для кварцевого песка. Выше, в связи с рис. 94, показано, что примерно до содержания 60—65% класса минус 0,074 мм изменение удельной поверхности измельченного кварца подчиняется приближенному уравнению (425)

$$S_0 = 21\beta_{74}.$$

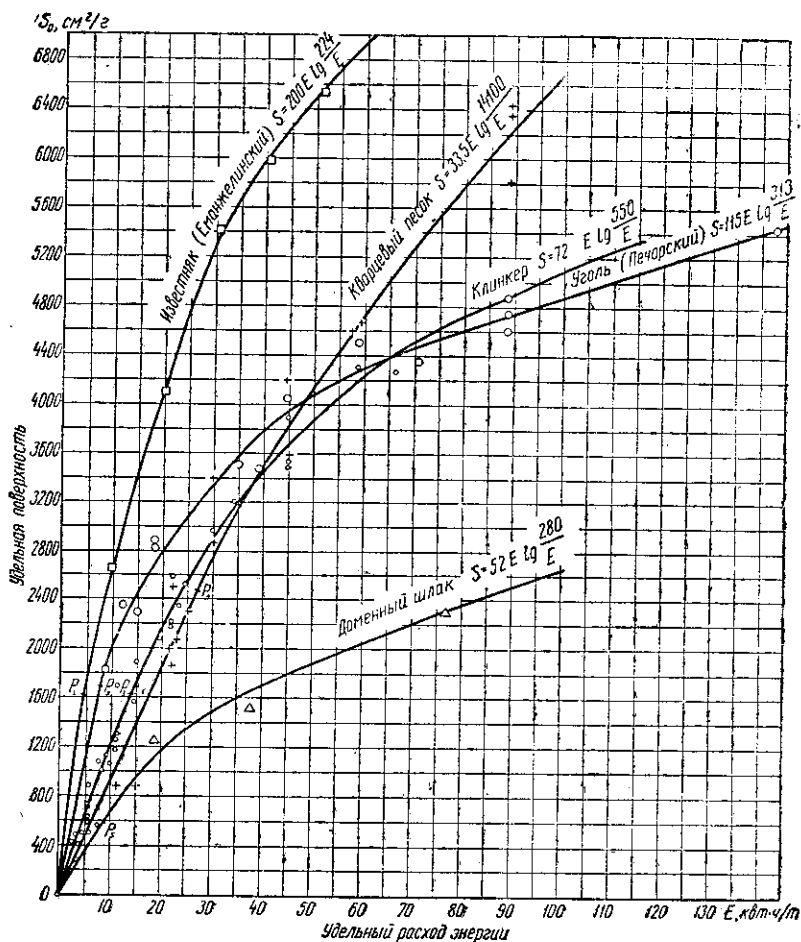


Рис. 97. Зависимость удельной поверхности от удельного расхода энергии (по данным В. В. Товарова)

Обычно для мельниц I стадии $\beta_{74} < 65\%$ и $S_0 < 1300 \text{ см}^2/\text{г}$. Из графика (рис. 97) видно, что в этих границах удельная поверхность остается еще прямо пропорциональной удельному расходу энергии, следовательно, соотношение между S_0 и E может быть охвачено следующей линейной зависимостью:

$$S_0 = K_R E. \quad (446)$$

Уравнение (446) можно назвать «уравнением Риттингера в первом приближении», а коэффициент K_R — постоянной Риттингера.

Если, в целях единообразия единицы измерения, удельную поверхность измерять не в $\text{см}^2/\text{г}$, а в $\text{м}^2/\text{т}$, то значения S_0 , взятые по диаграмме

рис. 97 (где S_0 — в $см^2/г$), нужно умножить на 100. Тогда постоянная Риттингера в уравнении (446) будет измеряться в $\frac{м^2}{квт \cdot ч}$, т. е. она будет характеризовать ту поверхность ($м^2$), которая может быть образована при затрате работы в 1 $квт \cdot ч$.

Например, для кварца, как видно из рис. 97, до предела пропорциональности P_4 действительно следующее уравнение:

$$S_0 = 9500E, \text{ м}^2/\text{м}, \quad (447)$$

где E измеряется в $квт \cdot ч/т$.

С другой стороны, S_0 связано с β_{74} соотношением (425), следовательно, для мельниц I стадии действительно «двойное равенство»:

$$S_0 = 2100\beta_{74} = 9500E, \text{ м}^2/\text{м}, \quad (448)$$

с помощью которого возможен переход от тонкости помола, выраженной через β_{74} , к удельной поверхности и расходу энергии, и наоборот.

Пример. Покажем на конкретном примере способ расчета производительности шаровой мельницы на основе уравнения (448), справедливого для кварцсодержащих и аналогичных им по измельчаемости руд.

На Джезказганской фабрике исходная кварцевая порода крупностью 25—0 $мм$ с начальным содержанием мелкого $\alpha_{74} = 3\%$ доводится в шаровой мельнице 3200×3100 до содержания примерно $\beta_{74} = 50\%$.

По приближенной формуле (448) начальная удельная поверхность руды

$$S_{01} = 21 \alpha_{74} = 41 \cdot 3 = 63 \text{ см}^2/\text{г},$$

а конечная

$$S_{02} = 21 \beta_{74} = 21 \cdot 50 = 1050 \text{ см}^2/\text{г}.$$

Прирост удельной поверхности

$$\Delta S_0 = 1050 - 63 \approx 1000 \text{ см}^2/\text{г} = 100\,000 \text{ м}^2/\text{м}.$$

Удельный расход мощности по формуле (448)

$$E = \frac{\Delta S}{9500} = \frac{100\,000}{9500} = 10,5 \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{м}.$$

Согласно расчетам, приведенным в § 36, мельница $D_n \times L = 3200 \times 3100$, объемом $V = 22 \text{ м}^3$ до модернизации потребляла на валу двигателя около $N_{в.дв} = 520 \text{ квт}$ (при установленной мощности $N_{дв} = 600 \text{ квт}$). Отсюда расчетная часовая производительность мельницы по исходной руде должна быть

$$Q = \frac{N_{в.дв}}{E} = \frac{520}{10,2} \approx 50 \text{ т}/\text{ч},$$

а удельная производительность по вновь образованному мелкому классу составляет

$$q = \frac{Q(\beta_{74} - \alpha_{74})}{V} = \frac{50(50 - 3)}{22 \cdot 100} = 1,06 \text{ т}/\text{м}^3.$$

Обе последние величины соответствуют реальным условиям Джезказганской фабрики, где $Q \approx 50 \text{ т}/\text{ч}$ и $q = 1,05 - 1,1 \text{ т}/\text{м}^3$, чем подтверждается законность пользования уравнением (448).

В. Аналитические соотношения

Выше уже указывалось, что в уравнении кинетики измельчения можно в первом приближении положить показатель степени близким к $m = 1$, в связи с чем упрощенное уравнение кинетики (Тунцова-Загустина) получит следующий вид:

$$R = R_0 e^{-kt}, \quad (449)$$

где R — остаток на данном сите в момент t ;

R_0 — остаток на том сите в начальный момент.

Логарифмируя обе части последнего равенства и заменяя постоянную на k_1 (в связи с переходом от натуральных на десятичные логарифмы), имеем

$$\lg R_0 - \lg R = k_1 t. \quad (449a)$$

Но раньше уже было показано [см. формулу (383)], что на основе упрощенного показательного уравнения (364) логарифм остатка на данном сите может быть заменен номинальной крупностью d_k , а именно:

$$\lg \frac{100}{R_0} = \frac{A}{(d_k)_0}, \quad (450)$$

$$\lg \frac{100}{R} = \frac{A}{d_k}, \quad (451)$$

где постоянная A зависит от размера того сита, на котором определяется остаток.

Вычитая из первого равенства второе, находим, что разность логарифмов может быть заменена разностью обратных величин номинальной крупности

$$\lg R_0 - \lg R = \frac{1}{d_k} - \frac{1}{(d_k)_0}. \quad (452)$$

Сравнивая полученное равенство с упрощенным уравнением кинетики (449а), получаем

$$\left(\frac{1}{d_k} - \frac{1}{d_{k_0}} \right) = k_1 t. \quad (453)$$

Таким образом, по упрощенным формулам разность величин, обратных номинальной крупности, прямо пропорциональна времени измельчения.

Переходя к удельному расходу энергии учитываем, что при постоянной расходуемой мельницей мощности N_0 и постоянном весе порции материала, загружаемой в мельницу периодического действия, удельный расход энергии определяется из выражения

$$\Delta E = \frac{N_0 t}{G}, \text{ кет} \cdot \text{ч/т}, \quad (454)$$

согласно которому удельный расход энергии пропорционален времени измельчения. Исключая t из двух последних равенств, приходим к следующему уравнению:

$$\Delta E = \left(\frac{A_0}{d_k} - \frac{A_0}{d_{k_0}} \right), \quad (455)$$

где через A_0 обозначена новая постоянная.

Если каждый раз вести отсчет от того момента, когда исходный продукт еще не подвергался дроблению и измельчению и потому характеризовался бесконечно большой номинальной крупностью d_{k_0} , то нетрудно видеть, что в формуле (453) отрезок времени t следует рассматривать как разность

$$t = t_k - t_0 \quad (456)$$

и записывать уравнение (453) в следующем виде:

$$\frac{A}{d_k} = \frac{A}{d_{k_0}} = t_k - t_0, \quad (457)$$

где t_k — время, необходимое для доведения продукта от бесконечной крупности до данного номинала d_k , а t_0 — до начального номинала d_{k_0} .

Соответственно этому можно считать, что формула (455) по существу определяет прирост работы, необходимый для перехода от крупности d_0 к крупности d_k :

$$\Delta E = E - E_0, \quad (458)$$

где E — общая работа, необходимая для доведения продукта от бесконечной крупности до номинальной d_k , а E_0 — то же, но до начального

номинала $d_{к_0}$. Поэтому формулу (455) можно переписать в следующем раздельном виде:

$$E_0 = \frac{A_0}{d_{к_0}}, \quad (459)$$

$$E = \frac{A_0}{d_{к}}. \quad (460)$$

Таким образом, общий удельный расход энергии, необходимый для доведения продукта от бесконечной крупности до данной номинальной $d_{к}$, обратно пропорционален самой номинальной крупности.

Для перехода к уравнению Риттингера $S_0 = f(E)$ воспользуемся зависимостью удельной поверхности от расчетной крупности, даваемой нашей формулой (415), куда взамен номинальной крупности $d_{к}$ можно подставить дробь $\frac{A_0}{E}$ согласно уравнению (460).

В результате придем к следующей важной зависимости*:

$$S_0 = K_R E \lg \frac{C}{E}. \quad (461)$$

где S_0 — удельная поверхность;
 E — удельный расход энергии;
 K_R и C — некоторые постоянные.

Таким образом, гипотеза Риттингера о связи между приростом поверхности и расходом энергии может быть сформулирована, с нашей точки зрения, так: удельная поверхность продукта измельчения пропорциональна подведенной к мельнице удельной работе, умноженной на логарифм дроби, знаменателем которой также является удельная работа, а числителем — некоторая постоянная величина. Коэффициент пропорциональности K_R и постоянная C зависят от физико-механических характеристик материала и от условий измельчения. Формулу (461) можно рассматривать как «уравнение Риттингера во втором приближении».

На основе формулы (461) нетрудно показать, что для изображенных на рис. 97 кривых действительны следующие приближенные частные уравнения:

известняк (еманжелинский)

$$S_0 = 200E \lg \frac{224}{E}, \quad (462)$$

печорский уголь

$$S_0 = 115E \lg \frac{313}{E}, \quad (463)$$

клинкер

$$S_0 = 72E \lg \frac{550}{E}, \quad (464)$$

кварцевый песок

$$S_0 = 33,5E \lg \frac{14100}{E}, \quad (465)$$

доменный шлак

$$S_0 = 52E \lg \frac{280}{E}. \quad (466)$$

Г. Частные случаи

Возвращаясь к общему уравнению (461), обозначим входящую в него дробь $\frac{C}{E}$ через x .

Как известно, разлагая логарифмическую функцию в ряд, имеем

$$\ln x = 1 - \frac{1}{x} + \frac{(x-1)^2}{3x^3} + \dots + \frac{(x-1)^n}{nx^n}.$$

* Публикуется впервые.

В нашем случае это дает

$$\ln \left(\frac{C}{E} \right) = 1 - \left(\frac{E}{C} \right) + \frac{(C-E)^3}{3C^3} + \dots + \dots + \frac{(C-E)^n}{nC^n}.$$

Следовательно, взамен формулы (461) можно написать (меняя постоянную)

$$S_0 = K'_R E \left[1 - \frac{E}{C} + \frac{(C-E)^3}{3C^3} + \dots + \frac{(C-E)^n}{nC^n} \right]. \quad (467)$$

Отсюда видно, что при малых величинах удельной энергии E , когда можно ограничиться первым членом разложения, удельная поверхность приблизительно пропорциональна расходу работы, как это предполагается гипотезой Риттингера:

$$S_0 = K'_R E. \quad (468)$$

Если же E не очень мало, то одного члена разложения недостаточно; необходимо брать два или более. Ограничиваясь двумя членами ряда (467), получаем уравнение второго порядка

$$S_0 = K'_R E - \frac{K'_R E^2}{C}. \quad (469)$$

Наконец, в общем случае уравнению (467) отвечает плавная логарифмическая кривая, начальный участок которой почти совпадает с прямой (рис. 97).

Видом уравнений (468), (469) и (461) объясняется расхождение между трактовкой различных исследователей степени достоверности «уравнения Риттингера». Действительно, ограничиваясь малыми значениями удельной поверхности, например не свыше 1300—1400 $см^2/г$ (которому согласно рис. 94 соответствует $\beta_{74} = 65—70\%$), можно считать приращение удельной поверхности пропорциональным первой степени расхода энергии, как это принимает большинство авторов. Если же замерять прирост удельной поверхности при очень тонком измельчении, например в вибрационной шаровой мельнице, когда S_0 достигает нескольких тысяч $см^2/г$, то нетрудно убедиться в том, что этой зоне приблизительно соответствует отрезок кривой второго порядка и потому здесь можно принимать, что $E = \varphi S^2$, как это и делают проф. Н. И. Гальперин и инж. Л. М. Полоцкий [50] [см. формулу (444)].

Заметим, что, по мнению цитируемых авторов, экспериментальные точки охватываются уравнением $E = 6,92 \cdot 10^{-6} \text{ квт} \cdot \text{ч/т}$, тогда как, с нашей точки зрения, графику более точно удовлетворяет уравнение

$$S_0 = 30E \lg \frac{11585}{E}, \text{ см}^2/г.$$

представляющее частный случай общего уравнения Риттингера (461).

Д. О характере закономерности $S_0 = f(E)$

По поводу уравнения Риттингера необходимо сделать следующее принципиальное замечание.

Такие законы прикладной механики, как, например, закон Гука о прямой пропорциональности между силой (P) и деформацией (S) и аналогичные ему, имеют характер строгих законов физики и относятся к так называемым динамическим закономерностям, которыми аргумент (P) и его функция (S) связаны непосредственным отношением «причина (P) — следствие (S)». Так, если известен материал, из которого изготовлен объект испытаний (образец, конструктивная деталь), то коэффициент пропорциональности между силой и упругой де-

формацией (так называемая «жесткость») будет оставаться неизменным при всех опытах независимо от того, на каком специальном станке велись испытания или в каких металлоконструкциях, в качестве их элемента работает на растяжение данный образец, узел, деталь.

К принципиально другой категории относятся так называемые статистические закономерности, в числе которых можно включить закон Риттингера о связи между работой и вновь образованной поверхностью. Здесь в процессе участвует уже не один объект (испытываемый материал), а большая совокупность их, образующих так называемый статистический коллектив и подчиняющихся закону больших чисел. При этом само действие причинного фактора имеет опосредствованный характер: следствие обнаруживается лишь в конце целой цепи последовательных звеньев процесса.

Действительно, к мельнице подводится в единицу времени почти постоянное количество энергии E («причинный фактор»). В результате этого мельница непрерывно вращается и приводит в движение несколько тысяч измельчающих тел (шаров, стержней) с разнообразными траекториями движения. В процессе перекатывания или столкновений после подбрасывания измельчающие тела встречаются с вкрапленными между ними кусочками, зернами и частицами породы (руды), производя удар той или иной силы. Количество таких ударов достигает нескольких миллионов в час.

Как показывают специально поставленные исследования (проф. Смекала, ГДР), свыше 99% подведенной к мельнице энергии превращается в тепло, уносимое пульпой или рассеивающейся в атмосферу, лишь доли процента этой энергии преобразуются в работу деформации (вот почему расход энергии при наличии руды и при ее отсутствии почти одинаков).

Таким образом, закон сохранения энергии здесь соблюдается и эта фаза преобразования энергии подчиняется динамической закономерности.

Однако дальнейшие явления носят уже характер статистических. Действительно, в результате ударов образуются миллиарды осколков, зерен и частичек, в общем более мелких, чем в исходном продукте, и, как «конечное следствие», общая поверхность (S) всех находящихся в мельнице зерен, частиц и микрочастиц увеличивается на некоторую величину ΔS . Совершенно ясно, что определенному количеству затраченной энергии здесь уже не будет соответствовать строго определенный прирост поверхности. Величина ΔS будет зависеть не только от израсходованной энергии, но и от целого ряда других условий: от размера самой мельницы, от количества шаров, их диаметра и скорости движения, от формы футеровки мельницы, от содержания влаги в пульпе и т. д., иначе говоря, от ряда посредствующих факторов, не зависящих от физико-механических свойств испытываемого объекта (руды). Подтверждением сказанному служит еще и тот факт, что большая часть подводимой к мельнице энергии превращается в теплоту, а непосредственно в работу деформации (раздавливание, раскалывание, излом и истирание) превращается менее одного ее процента.

Таким образом, соотношение Риттингера (461) в целом есть типичная статистическая закономерность. Она остается справедливой только до тех пор, пока остаются неизменными все внешние условия. Соотношение это говорит лишь о том, что в данной мельнице, при данных ее геометрических размерах, данных параметрах механического режима φ и ψ , при данном ассортименте загружаемых в нее шаров и т. д. удельная поверхность будет изменяться в соответствии с подведенной работой приблизительно по тому закону, который математически отражается уравнением (461). Как и все статистические законы, формула Риттингера (461) имеет характер соотношений вероятности.

Второй вывод состоит в следующем.

Если уравнение (461) приводит к некоторому экстремуму (максимуму для S_0), после которого кривая $S_0 = f(E)$ имеет тенденцию понижаться, то это свидетельствует лишь о том, что подобранные условия и режим мельницы непригодны для дальнейшего процесса увеличения удельной поверхности и должны быть изменены.

Составляя производную $\frac{dS}{dE}$ и приравнявая ее нулю, найдем, что экстремуму в формуле (461) отвечает условие

$$E_{\max} = \frac{C}{e} = \frac{C}{2,718}, \quad (470)$$

где $e = 2,718$ — основание натуральных логарифмов.

Дальнейшее подведение энергии свыше E_{\max} , т. е. дальнейшее вращение вибрационной шаровой мельницы периодического действия бесполезно, так как процесс измельчения практически прекратится. Для продолжения размола необходимо перейти на более мелкие шары.

Таким образом, при переходе за экстремум закон сохранения и превращения энергии продолжает действовать, а статистические соотношения резко изменяются.

§ 61. Зависимость производительности мельницы и расхода энергии от номинальной крупности продукта

Установим приблизительную зависимость между показателями крупности, с одной стороны, и производительностью и расходом энергии — с другой.

При прочих равных условиях удельный расход энергии на измельчение материала прямо пропорционален продолжительности измельчения, так как чем больше времени данная порция материала находится в мельнице (потребляющей постоянную мощность), тем больше энергии израсходуется на ее вращение.

Удельный расход энергии, т. е. отнесенный к одной тонне материала (E , *квт · ч/т*), определяется расходуемой мощностью N_0 (*квт*), коэффициентом использования энергии η_0^* и производительностью мельницы Q (*т/ч*)

$$E = \frac{\eta_0 \cdot N_0}{Q}, \text{ квт} \cdot \text{ч/т}. \quad (471)$$

Подставляя в исходную формулу кинетики (432) вместо времени t пропорциональную ему величину E , получаем

$$R = R_0 \cdot 10^{-kE^m}, \quad (472)$$

откуда согласно формуле (471)

$$R = R_0 \cdot 10^{-k \left(\frac{\eta_0 N_0}{Q} \right)^m}. \quad (473)$$

Последнее уравнение может быть решено относительно производительности Q . Логарифмируя обе части равенства, находим

$$\lg \frac{R_0}{R} = k (\eta_0 N_0)^m \frac{1}{Q^m}, \quad (474)$$

* Применительно к обозначениям, принятым в § 31, здесь под η_0 подразумевается отношение $\eta_0 = \frac{N_0}{N_0 + N_{\text{хол}} + N_{\text{доп}}}$.

откуда

$$Q = \frac{K' \eta_0 N_6}{\left(\lg \frac{R_0}{R} \right)^{\frac{1}{m}}}, \quad (475)$$

где K' — новая постоянная.

Следовательно, по Товарову производительность мельницы (Q) обратно пропорциональна некоторой степени логарифма относительного остатка на данном сите.

Знаменатель правой части равенства (475) можно рассматривать как поправочный коэффициент на крупность помола. Относя его к крупности 90 мк, имеем по Товарову.

$$K_{90} = \left(\lg \frac{R_0}{R_{90}} \right)^{\frac{1}{m}}. \quad (476)$$

Что касается показателя m , то он по данным Товарова в условиях сухого измельчения в открытом цикле составляет: для клинкера $m = 1,27$, для кварца $m = 1,16-1,25$, для железной руды $m = 0,96-1,25$; для угля $m = 1,08$.

Эти данные расходятся с «Нормами проектирования пылеприготовительных установок». Согласно Нормам, при сухом измельчении в замкнутом цикле поправочный коэффициент рассчитывается по формуле

$$K_{90} = \sqrt{\lg \frac{100}{R_{90}}} = \left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^{\frac{1}{2}}. \quad (477)$$

Из этой формулы следует, что по Нормам нужно принимать $R_0 = 100\%$ и $m = 2$. Последняя величина почти в два раза больше, чем по Товарову. Это сравнение доказывает, что значения показателя m , найденные для открытого цикла (Товаров), нельзя механически распространять на измельчение в замкнутом цикле.

Следует отметить, что в большинстве случаев обогатительной практики (см. рис. 96) угол наклона прямой $R_{74} = f(t)$, характеризующей кинетику измельчения на двойной логарифмической сетке, близок к $45 \pm 3^\circ$, следовательно, тангенс угла близок к единице, а так как показатель степени m в уравнении кинетики равен тангенсу угла наклона, то и этот показатель допустимо в первом приближении считать равным единице:

$$m \approx 1,$$

а потому следует пользоваться более простым уравнением кинетики Тунцова—Загустина (428)

$$R = R_0 e^{-kt}$$

или в логарифмической форме

$$\ln \frac{R_0}{R} = kt. \quad (478)$$

Обычно в измельчение поступает сравнительно крупный продукт, для которого остаток на расчетном мелком сите близок к 100%. Поэтому R_0 незначительно отличается от 100%. Это дает право написать взамен (478) приближенное равенство

$$\lg \frac{100}{R} \approx kt. \quad (479)$$

Но, как видно из уравнения (383), левая часть последнего равенства есть не что иное, как величина обратная номинальной крупности d_R . Что касается правой части, то время измельчения может быть заменено

обратно пропорциональной ему величиной — производительностью мельницы, поэтому равенство (479) преобразуется в следующее:

$$\frac{A}{d_k} = \frac{K}{Q}. \quad (480)$$

Отсюда видно, что производительность мельницы по исходному пропорциональна номинальной крупности готового продукта

$$Q = Kd_k. \quad (481)$$

При размоле клинкера показатель m близок к единице и потому для цементных мельниц справедливо уравнение (481), т. е. производительность цементной мельницы при прочих равных условиях почти прямо пропорциональна номинальной крупности цемента d_k (где d_k — размер сита, на котором остаток равен 5%). Например, для трубной мельницы 2×12 имеем

$$Q \approx 0,1d_k \quad (482)$$

где d_k — в микронах.

Сопоставление опытных и расчетных данных показало небольшое переменное по знаку отклонение вычисленных значений от экспериментальных (табл. 41).

Таблица 41

Производительность цементной мельницы 2×12 м

Остаток R_{55} , %	Номинальная крупность d_k (рис. 90), мк	Производительность Q , т/ч	
		по опытным данным (округленно)	по формуле $Q = 0,1 d_k$
4,5	85,4	8	8,5
7,2	100	10	10,0
10,3	116,5	12	11,7
14,1	135	14	13,5
17,9	154	15	15,4

Что касается рудных мельниц, то для них во многих случаях также применено уравнение Тунцова — Загустина, в котором всегда $m = 1$. Следовательно, на эти мельницы можно распространить правило (485), согласно которому производительность по исходному питанию мельницы, работающей в открытом цикле,

прямо пропорциональна номинальной крупности готового продукта.

Переходя к удельному расходу энергии E , имеем в виду, что

$$E = \frac{N_6}{Q}, \text{ квт} \cdot \text{ч/т}.$$

На основании формулы (481) можно показать, что в частном случае, когда $m = 1$ (клинкер, руда) и $n = 1$, удельный расход энергии обратно пропорционален номинальной крупности

$$E \approx \frac{N}{d_k}. \quad (483)$$

§ 62. Открытый, замкнутый и полузамкнутый циклы измельчения

Шаровые и стержневые мельницы, предназначенные для тонкого измельчения, совершенно так же, как и дробилки, могут работать либо в открытом, либо в замкнутом цикле.

Измельчение в открытом цикле, т. е. без сопряжения мельницы с классифицирующим устройством, применяется в тех случаях, когда вся разгрузка мельницы может считаться готовым продуктом, который без классификации (или без грохочения) является пригодным непосредственно для выдачи в последующую обработку. Таковы, например, многие установки для сухого помола, применяемые на цементных

заводах. Открытоцикловое измельчение ведется здесь до определенных кондиций, которыми ограничивается допустимый верхний предел для содержания какого-либо крупного класса в готовом продукте, или, наоборот, устанавливается нижний предел для содержания мелкого класса. Например, техническими условиями принимается, что готовый продукт должен содержать не свыше 1% остатка на сите 0,1 мм или устанавливается, что содержание мелкого класса минус 88 мк и должно быть не менее 90% и т. д.

Открытый цикл применяется преимущественно для стержневых мельниц (при сухом и при мокром измельчении), а для шаровых — только при сухом размоле. Для мокрого измельчения в шаровых мельницах в подавляющем большинстве случаев используется замкнутый цикл. При этом способе мельница соединяется с механическим

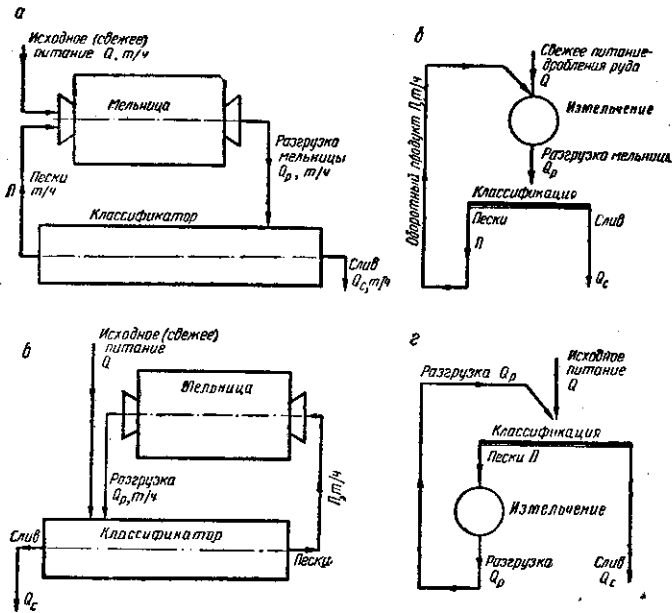


Рис. 98. Схема мокрого измельчения в замкнутом цикле: а — аппаратурная схема при варианте подачи питания в мельницу; б — технологическая схема; в — аппаратурная схема при подаче питания в классификатор; г — технологическая схема

классификатором (реже — с грохотом) в один агрегат (рис. 98). Обычно свежее питание подается непосредственно в мельницу (рис. 98, а, б), реже в классификатор (рис. 98, в, г). Выданный мельницей продукт, так называемая разгрузка мельницы, направляется в классификатор и разделяется в нем на две фракции различной крупности: более тонкую — слив и более грубую — пески. Последние возвращаются в мельницу на доизмельчение; таким образом, пески представляют собой циркулирующий или оборотный продукт агрегата.

На технологических схемах (см. рис. 98, б) струю того или иного продукта принято изображать тонкой линией со стрелкой, указывающей направление движения материала. Рядом со стрелкой часто проставляют «тоннаж», т. е. часовое количество твердой части струи. Так, на рис. 98, б буква Q характеризует количество исходного свежего питания, т/ч, Q_p — количество разгружаемого из мельницы продукта, P — количество оборотных песков и Q_c — количество твердого, уносимого сливом классификатора (все эти показатели также даются в т/ч).

Мельница и сопряженный с ней классификатор образуют единый технологический агрегат. При установившемся режиме его работы, когда

часовые количества всех продуктов становятся более или менее постоянными, производительность агрегата по свежему питанию (Q) становится равной часовому количеству твердого, уносимого в слив:

$$Q = Q_c. \quad (484)$$

Что касается песков и разгрузки мельницы, то количества их связаны следующим уравнением материального баланса:

$$(Q + \Pi) = Q_p, \quad (485)$$

так как сумма двух продуктов ($Q + \Pi$), поступающих в мельницу в течение часа, должна равняться часовому количеству всей разгрузки ее (Q_p).

Если составить такой же баланс для классификатора, то здесь, как это видно из схемы (рис. 98), будет действительно следующее уравнение:

$$Q_p = \Pi + Q_c, \quad (486)$$

т. е. «приход» классификатора (Q_p) равен его «расходу» ($\Pi + Q_c$).

С математической точки зрения равенство (486) является следствием двух предыдущих.

На рис. 98, б изображена количественная технологическая схема, соответствующая аппаратурной схеме рис. 98, а.

На схеме рис. 98, а и б классификатор разделяет общую разгрузку мельницы (Q_p) на два продукта: слив (Q_c) и пески (Π), причем, кроме разгрузки (Q_p), в классификатор никаких других продуктов не поступает, так как свежее питание (Q) подается непосредственно в мельницу. Классификация имеет здесь характер окончательной или контрольной операции. Обратным продуктом агрегата являются пески классификатора.

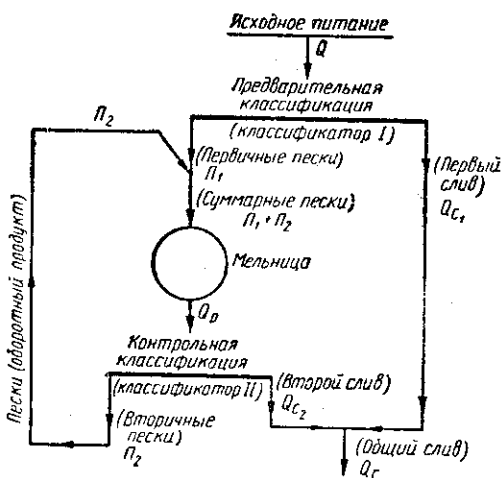


Рис. 99. Развернутая схема замкнутого цикла с предварительной и контрольной классификацией

Другой случай, иногда встречающийся в практике второй стадии измельчения, иллюстрирует рис. 98, в и г. Здесь свежее питание (Q) подается не в мельницу, а непосредственно в классификатор, в котором сразу же отделяются готовые, не нуждающиеся в измельчении мелкие классы, уходящие в слив. В песках классификатора остаются только крупные фракции исходного питания, поэтому пески (Π) направляются в мельницу на доизмельчение. Разгрузка мельницы (Q_p) снова направляется в классификатор. Имеющиеся в разгрузке мелкие классы, попадая в классификатор, присоединяются здесь к сливу, а крупные — к пескам (оборотный продукт).

Способ сопряжения мельницы с классификатором отличается от предыдущего тем, что здесь осуществляются не только окончательная, но и предварительная классификации. Такая схема применяется на практике в тех случаях, когда в исходном питании содержится достаточное количество готовых мелких фракций.

Хотя по этой схеме оба приема классификации осуществляются в одном аппарате (так как в состав агрегата входит только один классификатор), последний все же можно в принципе рассматривать как два отдельных, соединенных в один общий. Если мысленно выполнить такое искусственное разделение, то схему рис. 98, в можно заменить более

сложной, показанной на рис. 99. В данном случае предварительная и контрольная классификации осуществляются в двух отдельных и независимых классификаторах. Иногда фактическое разделение классификации на две операции — предварительную и контрольную — действительно реализуется на практике, но чаще обе эти операции совмещаются, осуществляясь в одном аппарате, как было показано раньше на рис. 98.

Нетрудно видеть, что баланс продуктов по схеме рис. 98, в и г дает следующие количественные соотношения:

$$\left. \begin{aligned} Q &= Q_c, \\ P &= Q_p, \\ Q + Q_p &= P + Q_c. \end{aligned} \right\} \quad (487)$$

Эти же соотношения сохраняют силу и при переходе на расчлененную схему по рис. 99, так как значения величин Q , Q_p и Q_c останутся

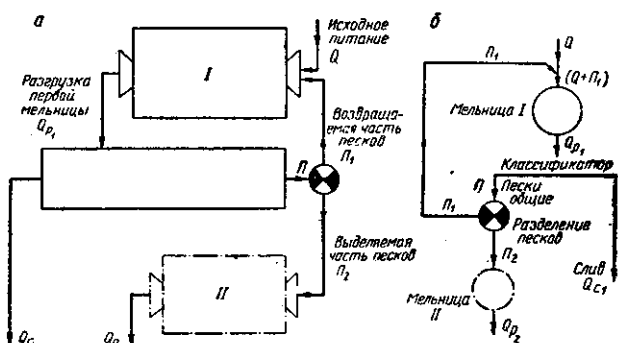


Рис. 100. Схема полузамкнутого цикла:
а — аппаратурная; б — технологическая

здесь прежними. Отличие будет состоять лишь в том, что общее количество направляемого в мельницу материала здесь (см. рис. 99) разбивается на два слагаемых

$$P = P_1 + P_2, \quad (488)$$

так как в мельницу поступают пески двух отдельных классификаторов: P_1 и P_2 . При этом суммарное количество песков по-прежнему равно разгрузке

$$P = Q_p. \quad (489)$$

При составлении баланса или при определении циркулирующей нагрузки оказывается удобным мысленно расчленить совмещенную схему рис. 98, в и г на отдельные составные элементы, как это изображено на рис. 99.

В заключение обзора схем следует остановиться на так называемом полузамкнутом цикле (рис. 100). Он отличается от предыдущих тем, что из классификатора возвращаются в мельницу не все выдаваемые им пески, а только некоторая их часть (P_1), например, половина, треть или две трети и т. д. от общего количества. Остальная часть песков (P_2) направляется непосредственно во вторую стадию измельчения, в мельницу II. Операция деления песков символически изображена на рис. 100 кружком с двумя зачерненными секторами.

После сказанного ранее о балансах замкнутых циклов составление баланса полузамкнутого цикла не представляет принципиально ничего нового.

Помимо рассмотренных основных или простейших циклов измельчения на фабриках применяются и более сложные; они будут рассмотрены ниже в связи с описанием схем измельчения соответствующих фабрик.

§ 63. Циркулирующая нагрузка

Одним из важных показателей работы агрегата «мельница—классификатор» является так называемая циркулирующая нагрузка.

Хотя предложено несколько способов определения этого весьма характерного показателя, общепринятого способа еще не имеется.

Циркулирующую нагрузку часто определяют как отношение количества оборотного продукта (песков) к количеству выдаваемого готового продукта (слива), считая по твердой части обоих. В простейшем случае, а именно, для замкнутого цикла без предварительной классификации (см. рис. 98, а) это определение является однозначным и вполне достаточным, так как здесь имеется один оборотный продукт (пески P , $t/ч$) и один готовый (слив Q_c , $t/ч$). Если отношение их количеств выразить в процентах, то циркулирующая нагрузка C в данном случае будет равна

$$C = 100 \frac{P}{Q_c}. \quad (490)$$

В дальнейшем процентное отношение количества песков к количеству слива, определяемое по формуле (490), названо во избежание смешения условной циркулирующей нагрузкой (C_y).

Проф. К. А. Разумов [51] рекомендует считать фактической или действительной циркулирующей нагрузкой мельницы (C_ϕ) отношение количества недоизмельченного (и возвращаемого в мельницу) продукта к фактическому количеству выданного ею готового мелкого продукта, удовлетворяющего заданным кондициям. В рассматриваемом частном случае (рис. 98, а, б) фактическая (C_ϕ) и условная (C_y) циркулирующие нагрузки совпадают, так как классификатор выделяет в слив только «фактически выданные» мельницей мелкие фракции, а возвращает в мельницу только недоизмельченные этой же мельницей крупные фракции. Однако в более сложных случаях оба определения дают различные результаты: фактическая циркулирующая нагрузка C_ϕ не совпадает с условной C_y . Так, при переходе на замкнутый цикл с предварительной классификацией (рис. 98, в) оба показателя уже не совпадут. Положим, что при этом варианте в агрегат (в данном случае в классификатор) подается исходное питание в количестве $Q = 50 t/ч$ и столько же получается готового слива $Q_c = 50 t/ч$, причем в мельницу возвращается песков $P = 100 t/ч$. Поскольку «условная циркулирующая нагрузка» есть выраженное в процентах отношение количества песков к сливу, то и в данном случае она равна

$$C_y = 100 \frac{100}{50} = 200\%. \quad (491)$$

Переходя к расчету фактической циркулирующей нагрузки мельницы, необходимо представить себе, что агрегат «мельница-классификатор» (рис. 98, в) заменяется на более сложный (рис. 99), а именно: «классификатор I — мельница — классификатор II», причем «извлечение» мелких классов в слив — совершенно одинаково в обоих классификаторах.

При наличии ситовых анализов четырех фактических продуктов (Q , Q_p , P и Q_c), опробуемых по схеме рис. 98, в, имеется возможность определить извлечение и затем рассчитать выход всех продуктов по «заменяющей» схеме (рис. 99), т. е. отдельно рассчитать количество P_1 и P_2 , а также выход Q_{c1} и Q_{c2} .

На этой схеме лишь вторичные пески (P_2) представляют собой фактический оборотный продукт мельницы.

Если принять сформулированное выше определение проф. К. А. Разумова, согласно которому циркулирующая нагрузка равна отношению фактического оборотного (недоизмельченного) продукта (P_2) к выданному непосредственно мельнице готовому (Q_{c2}), то для схемы по рис. 99 найдем

$$C_{\phi} = 100 \frac{P_2}{Q_{c2}}. \quad (491a)$$

Поскольку воображаемая «заменяющая» схема рис. 99 совершенно равноценна фактической схеме рис. 98, в, формула остается справедливой и для последней.

Пусть, например, при $Q = Q_c = 50$ т/ч из первого классификатора (рис. 99) выдается слив в количестве $Q_{c1} = 20$ т/ч, тогда в мельницу будут направляться первичные пески в количестве $P_1 = Q - Q_{c1} = 50 - 20 = 30$ т/ч.

Положим, что из второго классификатора, выдающего слив в количестве $Q_{c2} = Q - Q_{c1} = 50 - 20 = 30$ т/ч, возвращается на доизмельчение $P_2 = 70$ т/ч вторичных песков. Общее количество песков, возвращаемых в мельницу, остается на прежнем уровне

$$P = P_1 + P_2 = 30 + 70 = 100 \text{ т/ч.}$$

Но в данных условиях фактическая циркулирующая нагрузка мельницы окажется уже равной

$$C_{\phi} = 100 \frac{P_2}{Q_{c2}} = 100 \frac{70}{30} = 233\%. \quad (492)$$

Таким образом, она численно не совпадает с найденной ранее условной нагрузкой $C_y = 200\%$, хотя общее количество песков P и производительность Q остались прежними.

Во всем дальнейшем тексте, если это не оговаривается особо, под условной циркулирующей нагрузкой подразумевается именно величина C_y , определяемая отношением количества песков классификатора к количеству готового слива независимо от способа замыкания цикла.

§ 64. Влияние циркулирующей нагрузки на производительность мельницы

Практика эксплуатации промышленных мельниц, работающих в замкнутом цикле, показала, что при заданных кондициях на готовый продукт производительность агрегата зависит от принятой циркулирующей нагрузки C , причем в большинстве случаев обнаруживается, что может быть подобрано такое значение этого параметра, при котором производительность как по исходному, так и по вновь образованному мелкому классу достигает максимума. Соответствующая циркулирующая нагрузка является оптимальной.

При заданной или фиксированной крупности готового продукта (слива) оптимальная циркулирующая нагрузка зависит главным образом от измельчаемости или крупности исходной руды. Подробно этот вопрос будет рассмотрен ниже в главе о регулировании замкнутого цикла. Здесь ограничимся одним весьма характерным примером.

На Норильской фабрике содержание в сливе класса минус 0,074 мм поддерживается на почти постоянном уровне $\beta_{74} \approx 54\%$. Вместе с тем крупность исходного питания мельницы подвержена частым и довольно значительным колебаниям. Так, остаток на сите 12 мм в исходной руде

колеблется в пределах от 10 до 40%. Как показали длительные наблюдения и регулировочные испытания, производительность мельницы по исходному должна «следить» за крупностью примерно так, как показано сплошной кривой на рис. 101 [52]: при подаче в мельницу дробленой руды средней крупности ($R_{12} = 22\%$) наибольшая возможная производительность составляет в среднем 42 т/ч; при снижении крупности исходной до $R_{12} = 14\%$ она повышается до 48 т/ч, а при увеличении количества крупных классов до $R_{12} = 36\%$ должна быть снижена до $Q = 36$ т/ч.

Соответственно этому должно изменяться и количество оборотных песков, как показано пунктирной кривой Π на том же рис. 101. Оптимальное количество их должно удовлетворять следующему эмпирическому уравнению:

$$\Pi = 520 - 10Q \text{ т/ч.} \quad (492)$$

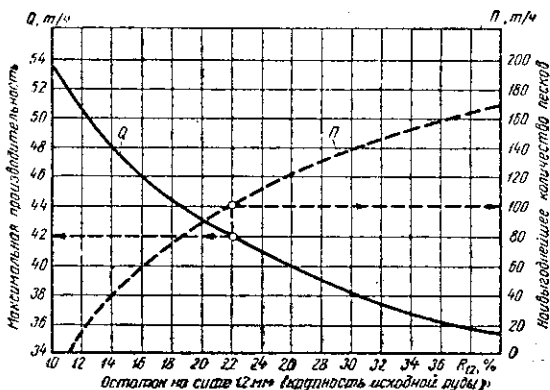


Рис. 101. Максимальная производительность (Q) и оптимальное количество песков (Π) в зависимости от крупности исходной руды (Норильская фабрика)

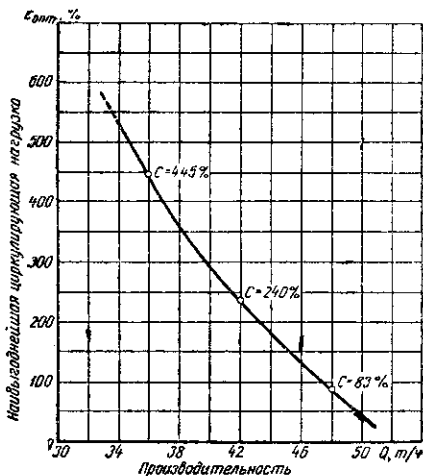


Рис. 102. Зависимость наивыгоднейшей циркулирующей нагрузки от производительности мельницы (Норильская фабрика)

Отсюда следует, что для обеспечения наивыгоднейшей работы агрегата условная циркулирующая нагрузка (с которой совпадает фактическая, так как на рассматриваемой фабрике руда подается непосредственно в мельницу) должна меняться по соотношению

$$C_{\text{опт}} = 100 \frac{\Pi}{Q} = 100 \left(\frac{520}{Q} - 10 \right) \%. \quad (493)$$

Графически зависимость $C_{\text{опт}}$ от Q представлена на рис. 102, из которого видно, что наивыгоднейшая циркулирующая нагрузка должна быть почти обратно пропорциональной оптимальной производительности, если только требуется поддержание заданной крупности готового продукта при переменной крупности исходного питания.

Очевидно, что каждая точка кривой $C_{\text{опт}} = f(Q)$ определяет наивыгоднейшую циркулирующую нагрузку, соответствующую питанию определенной крупности. Положим, например, что крупность исходной руды характеризуется остатком $R_{12} = 22\%$. Из рис. 101 и 102 видно, что в этом случае возможно достичь производительности $Q = 42$ т/ч при $\Pi_{\text{опт}} = 100$ т/ч или $C_{\text{опт}} = 240\%$. Но две последние величины являются оптимальными. Это значит, что если количество песков больше или меньше, чем 100 т/ч, то для получения заданного готового продукта ($\beta_{74} = 54\%$) придется понизить производительность по исходному. *

* Более подробно этот вопрос рассматривается в гл. XVIII.

§ 65. Теоретические формулы для расчета циркулирующей нагрузки

Предпринимались попытки установить соотношение между производительностью и циркулирующей нагрузкой на основе чисто теоретических соображений главным образом на основе уравнения кинетики измельчения. Такая попытка впервые была предпринята А. Г. Тунцовым (Механообр) в 1935 г. [47], когда еще не было известно уравнение Товарова — Ромадина (430)

$$R = R_0 e^{-kt^m}.$$

При расчете циркулирующей нагрузки А. Г. Тунцов принимал, что показатель m близок к единице, и потому начальный остаток через некоторое время пребывания в мельнице (t) понижается до R по уравнению (428)

$$R = R_0 e^{-kt}.$$

В дальнейшем проф. К. А. Разумов [52] обобщил выводы на случай $m \neq 1$. Все последующие выкладки относятся к случаю, когда крупность исходной руды остается строго постоянной, а цикл замыкается не на классификатор, а на грохот, имеющий фиксированные ячейки сетки. Таким образом, остается строго постоянным верхний предел крупности готового продукта.

Рассмотрим сперва случай имитации (воспроизведения) замкнутого цикла. Мельница лабораторного размера загружается и разгружается периодически так, что материал измельчается в ней каждый раз в течение периода T . Разгрузка мельницы просеивается на грохоте и крупная фракция возвращается на доизмельчение. Схема, соответствующая установившемуся режиму, изображена на рис. 103.

Положим, что на первый грохот подается в час Q_0 т исходной руды, в которой содержится Q т крупного (надрешетного продукта) и $(Q_0 - Q)$ т готовой мелочи (подрешетного продукта). Крупный продукт Q направляется в мельницу, куда присоединяется CQ т/ч оборотных песков (где C — соответствующая нагрузка, выраженная не в процентах, а в долях единицы). Общее питание мельницы составляет, таким образом, $Q + CQ = (1 + C)Q$ т.

После измельчения в течение периода времени T мельница выдает такое же количество разгрузки. Последняя, попадая на грохот, снова разделится на два продукта: готовую мелочь в количестве Q и крупный подлежащий доизмельчению надрешетный продукт в количестве CQ т. Общий выход готового продукта будет $(Q_0 - Q) + Q = Q_0$.

Возвращаясь к уравнению (430), заменим в нем относительные количества крупного (R и R_0) абсолютными. В данном случае (см. схему на рис. 103) начальное количество крупных классов, превышающих размер ячеек грохота и загружаемых в мельницу, равно $R_0 = (1 + C)Q$, а после измельчения оно снижается до $R = CQ$. Следовательно, уравнение (430) можно записать в следующем виде:

$$CQ = (1 + C)Q e^{-kT^m}. \quad (494)$$

Сокращая на общий множитель Q и логарифмируя обе части равенства, получаем

$$T = \left(\frac{1}{K} \ln \frac{1 + C}{C} \right)^{\frac{1}{m}}. \quad (495)$$

Следовательно, период измельчения или время пребывания материала в мельнице находится в обратной зависимости от количества оборотных продуктов. Если сравнивают два режима — один с периодом T_1 и циркулирующей C_1 , а другой с параметрами T_2 и C_2 , то (при $K_1 = K_2$) отношение периодов равно

$$\frac{T_2}{T_1} = \left[\frac{\ln \frac{1 + C_2}{C_2}}{\ln \frac{1 + C_1}{C_1}} \right]^{\frac{1}{m}}. \quad (496)$$

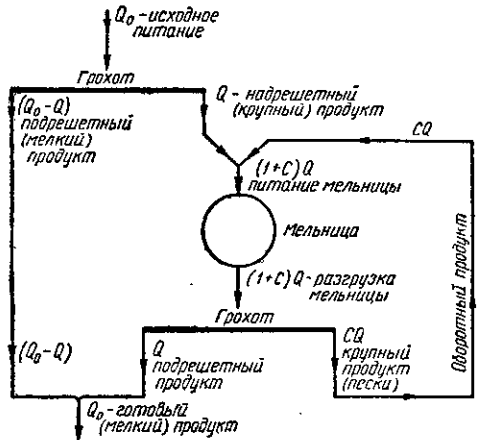


Рис. 103. Схема потоков при имитации замкнутого цикла

Для перехода к часовой производительности необходимо учесть, что общий вес загружаемой в лабораторную мельницу навески остается во всех случаях постоянным

$$G = \text{const}, \quad (497)$$

а потому количество свежей руды G_1 , догружаемой в мельницу, находится каждый раз из условия

$$G_1 (1 + C_1) = G = \text{const}. \quad (498)$$

Циркулирующей нагрузке C_1 соответствует навеска

$$G_1 = \frac{G}{1 + C_1}, \text{ кг}, \quad (499)$$

а при $C = C_2$ навеска будет

$$G_2 = \frac{G}{1 + C_2} \quad (500)$$

и т. д.

Если G_1 и G_2 выражены в кг, а T_1 и T_2 — в мин, то часовая производительность мельницы, считая по свежему питанию, будет соответственно равна

$$Q_1 = 60 \frac{G_1}{T_1}; \quad Q_2 = 60 \frac{G_2}{T_2}. \quad (501)$$

Отсюда коэффициент увеличения производительности

$$K_1 = \frac{Q_2}{Q_1} = \frac{G_2 T_1}{G_1 T_2}. \quad (502)$$

Подставляя сюда значения множителей из предыдущих равенств, найдем, что

$$K = \frac{Q_2}{Q_1} = \frac{(1 + C_1)}{(1 + C_2)} \left[\frac{\ln \frac{1 + C_1}{C_1}}{\ln \frac{1 + C_2}{C_2}} \right]^{\frac{1}{m}}. \quad (503)$$

Для дальнейшего анализа ограничимся частным случаем $m \approx 1$. Если, кроме того, считать в формуле (503), что $C_1 = 1$, то коэффициент K будет характеризовать относительную производительность, т. е. выраженную в долях той, которая соответствует 100% циркулирующей нагрузке ($C_1 = 1$):

$$K_1 = \frac{2 \ln 2}{(1 + C) \ln \frac{1 + C}{C}}. \quad (504)$$

Как видно из уравнения, коэффициент K_1 увеличивается по мере возрастания параметра C и в пределе, когда C стремится к бесконечности, его максимум будет

$$K_{\max} = 2 \ln 2 = 2 \cdot 0,69 = 1,38. \quad (505)$$

Формулы (503)—(505) впервые были получены проф. К. А. Разумовым [53, 54].

Можно ввести в формулу Разумова поправку на эффективность грохочения ϵ . Если последнюю измерять в долях единицы то, как показал проф. С. Е. Андреев [55] взамен формулы (504) получим

$$K_\epsilon = \frac{2 \ln \frac{3 - \frac{1}{\epsilon}}{2 - \frac{1}{\epsilon}}}{(1 + C) \ln \frac{2 + C - \frac{1}{\epsilon}}{1 + C - \frac{1}{\epsilon}}}. \quad (506)$$

Такова формула Разумова с учетом эффективности грохочения. Что касается последней, то она обычно не опускается ниже $\epsilon = 95-92\%$, поэтому поправка на эффективность может снизить коэффициент K_ϵ только на 3-5% по сравнению с формулой (504). Очевидно, что такая поправка является излишней ввиду того, что вероятная ошибка от всех принятых при выводе упрощений намного превышает эту точность.

Судя по основной формуле Разумова (503) или по ее варианту (506), можно на первый взгляд предполагать, что чем больше циркулирующая нагрузка, тем выше производительность агрегата при одной и той же крупности готового продукта. Однако лабораторные опыты этого не подтверждают. Это расхождение объясняется следую-

щим. При выводе формулы подразумевается, что поскольку сетка грохота остается во всех опытах неизменной, верхний предел крупности готового продукта и весь его гранулометрический состав также остаются без изменения. В действительности же гранулометрический состав готового продукта получается различным, так как во всех случаях основная часть характеристик крупности подчиняется уравнению Розина — Раммлера, а эффект контрольного грохочения сводится лишь к тому, что кривые (точнее, прямые на двойном логарифмическом графике) внезапно обрываются вблизи вертикали, проходящей через деление оси абсцисс, соответствующее размеру ячеек сита.

В результате на диаграмме (рис. 88) мы получаем при различных циркулирующих нагрузках серию почти параллельных прямых с различным содержанием расчетного мелкого класса (например, минус 0,074 мм). Поэтому если определить производительность, пересчитанную на количество вновь образованного класса, а именно,

$$Q_{74} = Q \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100}, \quad (507)$$

то окажется, что этот показатель (Q_{74}), пропорциональный вновь образованной поверхности, остается почти постоянным, т. е. независимым от циркулирующей нагрузки. Это становится вполне понятным, если считать справедливым уравнение Риттингера.

Таким образом, постепенное повышение производительности по исходному материалу при увеличении циркулирующей нагрузки неизбежно приводит к фактическому изменению гранулометрического состава готового продукта в сторону его укрупнения, а производительность по вновь образованному мелкому классу остается независимой от размера циркуляции.

Основное технологическое преимущество замкнутого цикла по сравнению с открытым состоит не в том, что мельница развивает большую производительность, а в том, что, во-первых, процесс измельчения становится более устойчивым, т. е. менее чувствительным к колебаниям количества и качества исходной руды; во-вторых, материал предохраняется от переизмельчения и ошламования; в-третьих, становится возможным надежное поддержание постоянства гранулометрического состава готового продукта.

Что касается «наивыгоднейшей» или «оптимальной» циркулирующей нагрузки, то она является технологическим параметром; это есть та песковая нагрузка, при которой агрегат развивает наибольшую производительность, строго обеспечивая в то же время заданную крупность готового продукта. В связи с этим она зависит от целого ряда условий: от крупности готового продукта, от крупности и измельчаемости исходной руды и от сортамента мелющих тел, от количества расходуемой воды и т. д. Оптимальная нагрузка определяется опытным путем (см. рис. 101 и 102).

§ 66. Сводка данных по кинетике измельчения

1. Для протекания процесса измельчения во времени Тунцовым и Загустиним (1935) предложено уравнение кинетики (см. уравнение 428)

$$R = R_0 e^{-kt}.$$

Позднее Товаров и Ромадин предложили более сложное уравнение кинетики (430)

$$R = R_0 e^{-kt^m}.$$

2. Для графического изображения кинетики удобно применение двойной логарифмической сетки (рис. 96), на которой кривые измельчаемости во времени выпрямляются или превращаются в ломаные (если показатель m не остается постоянным на протяжении всего времени измельчения t).

3. Уравнения кинетики, с одной стороны, и приближенные формулы, связывающие удельную поверхность с крупностью, с другой, дают возможность установить связь между удельной поверхностью S_0 измельченного продукта и подведенной к мельнице удельной работой (E)

$$S_0 \approx K_R E \lg \frac{C}{E}.$$

Эта формула автора представляет собой обобщенную формулу (461) гипотезе Риттингера. Ее иллюстрируют рис. 97.

4. Разложение функции в ряд дает (см. 467)

$$S_0 = K'_R E \left[1 - \frac{E}{C} + \frac{(C-E)^2}{3C^3} + \dots + \frac{(C-E)^n}{nC^n} \right].$$

В условиях грубого помола, когда удельная энергия E — малая величина, можно ограничиться первым членом разложения [см. уравнение (468)].

$$S_0 = K'_R E,$$

т. е. считать прирост удельной поверхности прямо пропорциональным удельному расходу энергии E .

При среднем измельчении необходимо учесть и второй член, отчего действительно уравнение второго порядка (469):

$$S_0 = K'_R E - \frac{K_R E^2}{C}.$$

Наконец, при очень тонком измельчении необходимо пользоваться исходной формулой (461).

5. Функция (461) имеет экстремум (470)

$$E_{\max} = \frac{C}{e},$$

физический смысл которого состоит в том, что для дальнейшего увеличения удельной поверхности необходимо изменить условия работы (размеры мелющих тел, скоростной режим и т. д.).

6. По упрощенным соотношениям производительность мельницы приблизительно пропорциональна (а удельный расход энергии обратно пропорционален) номинальной крупности готового продукта:

$$Q = K d_k,$$

$$E = \frac{KN}{d_k}.$$

7. При работе мельницы в замкнутом цикле следует различать условную циркулирующую нагрузку, определяемую по уравнению (490),

$$C = 100 \frac{\Pi}{Q_0}$$

от фактической [см. формулу 491а)].

8. Согласно теоретической формуле Разумова, при увеличении циркулирующей нагрузки производительность мельницы по исходному возрастает. Это подтверждается опытом, однако одновременно изменяется гранулометрический состав готового продукта в сторону повышения крупности мелких классов.

9. Оптимальная для данных условий циркулирующая нагрузка должна быть определена опытным путем (рис. 101 и 102).

ГЛАВА X

ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТЬ РУД

§ 67. Удельная производительность мельницы и относительная измельчаемость материалов

Основными технологическими показателями работы шаровых и стержневых мельниц являются следующие: а) производительность по готовому продукту заданной крупности (тонкости) и б) расход энергии на измельчение. Поэтому теоретические и экспериментальные исследования процесса измельчения в основном сводятся к определению влияния различных условий на эти основные показатели.

К числу важнейших факторов, роль которых исследуется при испытаниях, относятся такие, как: геометрические размеры мельницы — ее диаметр (D), длина (L), объем (V), параметры ее механического режима — абсолютная (n) или относительная (ψ) ско-

рость вращения, коэффициент заполнения мельницы шарами или стержнями (ϕ), крупность измельчающих тел ($D_{ш}, D_c$) и их объемный вес (γ); некоторые параметры технологического режима — степень заполнения мельницы материалом (ϕ_m), крупность исходного материала (характеризующаяся процентным остатком R на каком-либо сите) и крупность готового продукта (характеризующаяся либо остатком на каком-либо сите — R_{74} , либо содержанием расчетного мелкого класса, например β_{74}); кроме того, при мокром измельчении важную роль играют твердый расход воды, подаваемой в мельницу (B_m), или содержание твердого в пульпе (T_p), а при работе в замкнутом цикле — величина циркулирующей нагрузки ($C\%$).

Те значения регулируемых параметров механического и технологического режима ($\psi, \phi, d_{ш}, \phi_m, T_p, C$), которыми при прочих равных условиях обеспечивается максимальная производительность данной мельницы ($D \times L$), работающей на руде данной крупности (R) и выдающей готовый продукт заданной тонины (R_{90}, R_{74} и т. д.), носят названия наиболее выгоднейших или оптимальных.

Иногда этот термин трактуется с энергетической точки зрения: под оптимальными понимаются условия, при которых снижается до минимума удельный расход энергии на измельчение (при заданных условиях на исходный и готовый продукты). Однако практически оба значения оптимальных параметров либо совпадают, либо очень близки друг к другу.

Точно также оказывается, что в большинстве случаев оптимальные параметры являются и наиболее выгодными в экономическом отношении, т. е. обеспечивающими наименьшие расходы по эксплуатации измельчительных установок.

Помимо перечисленных «внешних» факторов существенную роль играют физико-механические свойства самой измельчаемой руды, определяемые ее минералогическим составом и строением (текстурой). При одинаковых параметрах механического и технологического режимов производительность мельницы, обрабатывающей данную руду, может быть больше или меньше по сравнению с достигнутой на другой руде в зависимости от прочности или «крепости» сравниваемых руд, точнее, степени трудности их измельчения. Так же, как и при операциях дробления, в технике тонкого измельчения различают: руды весьма крепкие, руды крепкие, руды выше средней крепости, руды средней крепости и (мягкие) некрепкие руды. Такова чисто качественная оценка. Для количественной оценки вводят так называемую относительную или сравнительную измельчаемость. В узком смысле этого термина под относительной измельчаемостью понимают тот коэффициент ($K_{изм}$), на который нужно умножить производительность, достигнутую мельницей на руде, принятой за эталон, для того, чтобы определить производительность той же мельницы при измельчении испытываемой руды. Если обозначить производительность мельницы на эталонной руде через $Q_э$, а искомую производительность на испытываемой руде через Q , то, по определению, коэффициент относительной измельчаемости есть отношение

$$K_{изм} = \frac{Q}{Q_э}. \quad (508)$$

Отсюда искомая производительность

$$Q = K_{изм} Q_э.$$

Наряду с общей производительностью при расчетах часто пользуются так называемой удельной производительностью, под которой понимается производительность, отнесенная к единице рабочего объема мельницы.

Обозначая общую и удельную производительность на эталонной руде соответственно через $Q_э$ и $q_э$, а достигнутую на данной руде через Q и q , имеем:

$$q_э = \frac{Q_э}{V}; \quad q = \frac{Q}{V}; \quad K_{изм} = \frac{Q}{Q_э} = \frac{q}{q_э}. \quad (509)$$

Показатели $q_э$ и q измеряются либо в $t/m^3 \cdot ч$, либо в $кг/л \cdot ч$; первый способ измерения применяется для оценки промышленных мельниц; для лабораторных условий более удобен второй (численное значение самого показателя в обоих случаях совпадает).

Величины q и $q_э$ называют «удельной производительностью по исходному». От нее следует отличать другой показатель: удельную производительность мельницы по вновь образованному расчетному классу. В качестве расчетного обычно принимают класс минус 0,074 мм (минус 74 мк), а в более редких случаях — класс минус 44 мк. Удобно обозначать этот показатель той же буквой q , но с индексом 74 (или соответственно 44), указывающим на крупность расчетного класса. Таким образом, для удельной производительности по вновь образованному мелкому классу крупностью минус 74 мк вводится символ q_{74} , а по классу 44 мк соответственно q_{44} .

Показатель q_{74} определяют, сравнивая содержание расчетного класса в исходном материале (α_{74}) и в готовом продукте измельчения (β_{74})*. Очевидно, что прирост содержания или относительное количество вновь образованного мелкого класса равно разности ($\beta_{74} - \alpha_{74}$). Если это приращение, выраженное в долях единицы, умножить на удельную производительность по исходному, то полученная величина и будет характеризовать удельную производительность мельницы по вновь образованному мелкому классу

$$q_{74} = q \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100}, \quad t/m^3 \cdot ч \text{ или } кг/л \cdot ч. \quad (510)$$

Когда известна величина q_{74} , то удельная производительность по исходному находится из соотношения

$$q = q_{74} \frac{100}{\beta_{74} - \alpha_{74}}. \quad (511)$$

Очевидно, также, что общая производительность мельницы по вновь образованному мелкому классу равна

$$Q_{74} = q_{74} \cdot V, \quad t/ч, \quad (512)$$

в то время как общая производительность по исходному

$$Q = q \cdot V, \quad t/ч. \quad (513)$$

Можно также написать, что

$$Q_{74} = Q \frac{\beta_{74} - \alpha_{74}}{100}. \quad (514)$$

Пользуясь удельной производительностью по вновь образованному (главным образом q_{74}), при сопоставлении показателей по двум рудам — эталонной и испытуемой — необходимо отмечать эти показатели соответствующими индексами: $(q_{74})_э$ и q_{74} . Первый показатель относится к эталонной руде, а второй — к данной руде, сравниваемой с эталонной.

* В целях упрощения записи индекс «74» при греческих буквах α и β мы будем в дальнейшем опускать тогда, когда не вызывает сомнений, что речь идет о классе минус 74 микрона.

Наконец, аналогично основному коэффициенту измельчаемости, как отношению q и q_0 , может быть введен коэффициент измельчаемости по вновь образованному расчетному классу, например

$$K_{74} = \frac{q_{74}}{(q_{74})_0} \quad (515)$$

Этот коэффициент также снабжается индексом, например 74 или 44, указывающим на крупность мелкого класса, принятого за расчетный.

По поводу показателей q и q_{74} необходимо отметить, что первый из них в существенной степени зависит от тонкости готового продукта: удельная производительность по исходному быстро падает по мере повышения содержания расчетного мелкого класса в продукте измельчения. Это наблюдается как при открытом, так и при замкнутом цикле измельчения. Что же касается второго (q_{74}), то при замкнутом цикле он изменяется в сравнительно небольших пределах. Так, например, для Джезказганской мельницы 3200×3100 , работающей в замкнутом цикле со спиральным классификатором, при изменении содержания мелочи в готовом продукте в пределах от $\beta_{74} = 35$ до $\beta_{74} = 65\%$ удельная производительность q_{74} по вновь образованному колеблется в пределах $\pm 10\%$ от среднего. Если же обратиться к лабораторным мельницам, работающим с имитацией замкнутого цикла, то здесь отклонения q_{74} от среднего значения, как правило, еще меньше, и потому в первом приближении можно считать, что удельная производительность лабораторных мельниц по вновь образованному расчетному классу остается близкой к постоянной величине, т. е. в условиях замкнутого цикла она почти не зависит от крупности продукта измельчения (см. ниже рис. 112—115). Эта особенность показателя делает его особенно удобным для определения сравнительной измельчаемости руд в лабораторных условиях, что учтено в новой методике института Механобр.

§ 68. Методы определения измельчаемости и их сравнение

В Советском Союзе и за рубежом разработано несколько различных методов определения измельчаемости.

А. Методика ВТИ

Наибольшей известностью пользуется коэффициент по шкале ВТИ (Всесоюзный теплотехнический институт). Он обозначается символом $K_{л0}$, где две буквы индекса соответствуют названиям: «лабораторный», «относительный». Этот коэффициент рекомендуется официальными «Нормами расчета и проектирования пылеприготовительных установок*». Он широко применяется при расчете и сопоставлении производительности топливоразмольных мельниц, работающих в замкнутом цикле с воздушными сепараторами. Поскольку в последнее время вполне обоснованно предлагается распространить тот же метод расчета на сухой помол руд и горных пород, необходимо остановиться на нем несколько подробнее.

Согласно Нормам ВТИ—ЦКТИ, полная производительность мельницы сухого помола по исходному рассчитывается по следующей формуле:

$$Q = 0,1 K_{л0} D^{2,4} L \cdot n^{0,8} \varphi^{0,6} \frac{K_{вл. 1} \cdot K_{вл. 2} K_{бр} \cdot}{K_{др} \cdot K_{90}} \quad (516)$$

Здесь $K_{л0}$ — коэффициент размолоспособности (лабораторный, относительный) по шкале ВТИ;

D — внутренний диаметр барабана, м;

L — его длина, м;

n — число оборотов мельницы в минуту (абсолютное);

φ — коэффициент заполнения мельницы шарами (в долях единицы).

* Нормы составлены в результате совместной работы ВТИ (Всесоюзный теплотехнический институт, Москва) и ЦКТИ (Центральный котлотурбинный институт, Ленинград) и утверждены министерствами: электростанций, строительства электростанций и тяжелого машиностроения; опубликованы Госэнергоиздатом в 1958 г. (под редакцией М. Л. Кисельгора и Н. В. Соколова).

В числитель дроби входят следующие поправочные коэффициенты

$K_{в.л.}$ — коэффициент, учитывающий влияние влажности размалываемого материала;

$K_{в.л.}$ — коэффициент для перевода веса материала со средней влажностью на влажный материал;

$K_{б.р.}$ — коэффициент, учитывающий форму брони и степень износа ее.

В условиях рудообогатительных установок все эти три поправочных коэффициента близки к единице и потому при ориентировочных расчетах их можно в формулу не вводить.

Поправочные коэффициенты, входящие в знаменатель дроби (516), таковы.

Первый коэффициент $K_{д.р.}$ учитывает крупность исходного питания, которая должна быть охарактеризована суммарным остатком на сите с квадратными ячейками 5×5 мм. Обозначая этот остаток через R_5 , определяем $K_{д.р.}$ по формуле

$$K_{д.р.} = 1,23 - 0,145 \ln \frac{100}{R_5}. \quad (517)$$

или, переходя от натуральных логарифмов к десятичным:

$$K_{д.р.} = 1,23 - \frac{0,145}{0,434} \lg \frac{100}{R_5} = 1,23 - 0,334 \lg \frac{100}{R_5}. \quad (518)$$

При остатке $R_5 = 20\%$ коэффициент $K_{д.р.}$ близок к единице; он падает до $K_{д.р.} = 0,9$ при $R_5 = 10\%$ и повышается соответственно до $K_{д.р.} = 1,05$ при $R_5 = 31\%$, до $K_{д.р.} = 1,10$ при $R_5 = 47\%$, до $K_{д.р.} = 1,15$ при $R_5 = 70\%$ и до $K_{д.р.} = 1,2$ при $R_5 = 90\%$.

Второй коэффициент K_{90} учитывает изменение производительности мельницы в зависимости от тонкости продукта измельчения. Последняя характеризуется суммарным остатком на сите 90 микронов (R_{90}). «Нормами» принимается, что производительность обратно пропорциональна квадратному корню из натурального логарифма обратной величины R_{90} , т. е.

$$K_{90} = \sqrt{\ln \frac{100}{R_{90}}}. \quad (519)$$

Таким образом, когда заданы размеры мельницы (D и L) и параметры ее механического режима (n и φ), а также основные технологические параметры, т. е. крупность исходного питания (R_5) и готового продукта (R_{90}), то производительность мельницы для сухого измельчения в замкнутом цикле может быть рассчитана, если только известен коэффициент размолоспособности ($K_{л.о}$) или коэффициент относительной измельчаемости данного материала.

Коэффициент размолоспособности определяется экспериментально следующим образом [20]. Испытуемый материал (топливо, порода, руда) предварительно подвергается мелкому дроблению. От дробленого продукта отбирается узкая фракция крупности: от 3,33 до 2,36 мм, из которой составляется навеска в 500 г. Последняя размалывается в течение 15 мин в фарфоровой мельнице диаметром 270 мм и длиной 210 мм, делающей 41 об/мин ($\psi = 50\%$ от критической). Предварительно мельница загружается фарфоровыми шарами в количестве 8 кг (из них 6 кг — диаметром 35 мм, а 2 кг — диаметром 15 мм).

По истечении 15-минутного сухого измельчения в открытом цикле навеска подвергается ситовому анализу, при котором определяется параметр R_{90} — суммарный остаток на сите 90 мк. Эта величина служит исходной для сравнения.

Показателем абсолютной размалываемости считается следующая величина:

$$P = 2 \left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^{\frac{2}{3}}. \quad (520)$$

Опыты показали, что в этих условиях при размоле антрацита марки АШ (антрацитовый штаб) остаток R_{90} равен $\approx 70\%$, откуда $\frac{100}{R_{90}} = \frac{100}{70} = 1,429$. Натуральный логарифм этой величины равен 0,357, следовательно, по формуле (520)

$$P_{аш} = 2 (0,357)^{\frac{2}{3}} \approx 1. \quad (521)$$

Таким образом, абсолютная размолоспособность антрацита АШ равна единице. Отсюда следует, что коэффициент относительной размалываемости данного материала, равный отношению абсолютных величин

$$K_{л.о} = \frac{P}{P_{аш}}, \quad (522)$$

также может быть определен по исходной формуле

$$K_{л.о} = 2 \left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^{\frac{2}{3}}. \quad (523)$$

так как знаменатель правой части равенства (522) тождественно равен единице согласно формуле (521).

Находя по ситовому анализу остаток R_{90} на сите 90 мк после 15-минутного размола, вычисляют коэффициент размоловоспособности по формуле (523).

Формулу (516), определяющую производительность мельницы, можно преобразовать к такому виду, при котором она становится сопоставимой с выражениями для мощности.

Пользуясь зависимостью

$$n = \psi n_{кр} = \psi \frac{42,3}{\sqrt{D}}, \quad (524)$$

заменяем в уравнении (516) абсолютное число оборотов на относительное и считая соответствующие поправочные коэффициенты равными единице, получаем

$$Q = 0,1 K_{ло} D^2 L \psi^{0,8} \cdot 42,3^{0,8} \varphi^{0,6} \frac{1}{K_{др} \cdot K_{90}}. \quad (525)$$

Следовательно, Нормами ВТИ принимается, что при прочих равных условиях ($K_{ло} = \text{const}$; $\psi = \text{const}$; $\varphi = \text{const}$; $K_{др} = \text{const}$ и $K_{90} = \text{const}$) производительность мельницы прямо пропорциональна квадрату диаметра и длине, т. е. объему мельницы V . Отсюда удельная производительность по исходному есть при прочих равных условиях величина постоянная, не зависящая от размеров мельницы:

$$q = \frac{Q}{V} = \text{const}. \quad (526)$$

В этом отношении расчетная формула «Норм» резко отличается от формул, принимаемых в методике Гипроцемента и Механобра.

Б. Методика ЦКТИ

Помимо коэффициента $K_{ло}$ по шкале ВТИ иногда применяется коэффициент по шкале ЦКТИ ($K_{л}$). По методике ЦКТИ проба материала подвергается дроблению и из нее выделяют узкую фракцию крупностью от 0,59 до 0,088 мм [20]. От этой фракции первый раз отбирают навеску объемом 230 см³ и взвешивают. Навеску измельчают в фарфоровой мельнице размером $D \times L = 130 \times 115$ мм, причем мельница загружается 44 фарфоровыми шарами диаметром 25,4 мм; общий вес шаров 0,870 кг. Мельница вращается со скоростью 47 об/мин ($\psi = 35\%$). Процесс размола состоит из нескольких замкнутых циклов. Первый цикл длится 5 мин, после чего материал выгружают из мельницы и просеивают на сите 0,088 мм. Остаток взвешивают и взамен отсеянной мелкой фракции к нему добавляют материал из подготовленной исходной узкой фракции 0,59—0,088 мм до первоначального веса. По результатам первого цикла рассчитывают продолжительность второго цикла, необходимую для получения материала с проходом 10% через сито 0,088 мм или остатком $R_{88} = 90\%$. После второго цикла измельчения мелкий материал минус 88 мк также отсеивают, а остаток пополняют исходной фракцией до постоянного веса. При такой методике в общей сложности осуществляются 8 циклов размола. Обычно, начиная с четвертого цикла, скорость образования мелоча стабилизируется и по существу все дальнейшие опыты проводятся при постоянной циркулирующей нагрузке 900%.

Относительный коэффициент размоловоспособности подсчитывают по формуле

$$K_{л} = \frac{h_4 + h_5 + h_6 + h_7 + h_8}{5 \cdot 0,775},$$

где h_4, h_5 и т. д. — количество материала, размолотого до полного просева через сито 0,088 мм при четвертом, пятом и т. д. цикле, г/мин, а числовой множитель 0,775 г/мин — скорость измельчения в тех же условиях антрацитового штыба, размалываемость которого принята за эталон (за единицу).

В. Связь коэффициентов размоловоспособности

За рубежом для сопоставления измельчаемости топлива применяют шкалу Хардгрова и Горного Бюро США. На рис. 104 показана связь между коэффициентами размоловоспособности по четырем упоминавшимся шкалам. Как видно из сравнительной диаграммы, коэффициенту, равному по шкале ВТИ единице ($K_{ло} = 1$), в шкале ЦКТИ также соответствует $K_{л} = 1$, а по шкале Хардгрова — 40 и по шкале Горного Бюро — 25 единиц.

Несмотря на то, что по методу ВТИ определение $K_{ло}$ относится к открытому циклу, а по более совершенной методике ЦКТИ — к замкнутому, тем не менее, как видно из диаграммы (см. правый верхний квадрат на рис. 104), между обоими коэффициентами $K_{ло}$ и $K_{л}$ имеется корреляционная связь, что и дает основание «Нормам

расчета и проектирования пылеприготовительных установок» рекомендовать более простую методику ВТИ (открытый цикл).

Методика измельчения

В цементной промышленности принят метод определения размалываемости, разработанный в Гипроцементе [20] В. В. Товаровым и С. Ф. Карякиным. Согласно этой методике для испытаний применяется лабораторная двухкамерная мельница диаметром 500 мм ($n = 48$ об/мин, $\psi = 75\%$). Длина каждой камеры 280 мм, объем 55 л. В первое отделение загружаются стальные шары: $D = 65$ мм, вес 10 кг; $D = 55$ мм, вес 9 кг, $D = 45$ мм, вес 16 кг и $D = 35$ мм, вес 20 кг (всего 55 кг; $\varphi = 22\%$); во вторую камеру загружают цилиндрические мелушные тела ($d \times l = 15 \times 28$ мм), в том же количестве 55 кг.

Подвергаемый размолу материал предварительно проходит среднее дробление. В случае проведения испытаний на сравнительно твердых материалах (клинкере, прочном известняке, антраците) для размола берется класс 10—3 мм в количестве 10 кг; а при мягких материалах (мягкий известняк, уголь) — класс 15—3 мм, в количестве 8 кг. Эти количества выбраны по тем соображениям, чтобы занимаемый материалом объем составлял от 10 до 12% объема камеры.

Кинетику измельчения устанавливают путем периодического отбора из вращающейся мельницы небольших проб материала, которые подвергаются ситовому анализу. Соответствующую данной пробе производительность по исходному ($Q_{\text{лаб}}$) определяют по весу исходной навески и времени измельчения.

Двухкамерная лабораторная мельница приводится во вращение двигателем мощностью 2,8 квт. Авторы рассматриваемой методики услов-

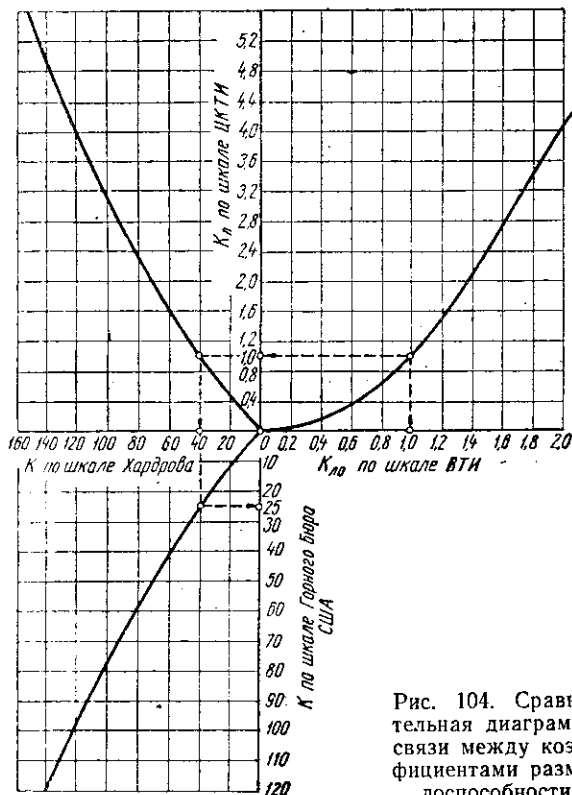


Рис. 104. Сравнительная диаграмма связи между коэффициентами размолоспособности

но считают, что полезно используется только 20% от установленной мощности, т. е. по 0,28 квт на каждую камеру. Эта величина получается при расчете мощности по упомянутой формуле В. В. Товарова (200):

$$N = 0,2 V D n \left(\frac{G_{\text{ш}}}{V} \right)^{0,8}, \quad (527)$$

где V — объем мельницы, м³;

D — диаметр, м;

n — число об/мин;

$G_{\text{ш}}$ — вес шаров, т.

Удельный расход энергии (квт · ч/т) находят из соотношения

$$E_{\text{лаб}} = \frac{N_{\text{лаб}}}{Q_{\text{лаб}}} = \frac{0,28}{Q_{\text{лаб}}}, \quad \text{квт} \cdot \text{ч/т}, \quad (528)$$

где $Q_{\text{лаб}}$ — производительность лабораторной мельницы, найденная опытным путем.

Результаты испытаний изображают в виде графика (рис. 105), на оси абсцисс которого откладывают удельный расход энергии, а на оси ординат — показатель крупности измельченного продукта, выраженный через суммарный остаток на сите 90 мк ($R_{90}, \%$) или через его удельную поверхность ($S_0, \text{см}^2/\text{г}$). Последняя находится с помощью поверхности.

Методика Гипроцемента основана на предположении, что производительность мельницы при прочих равных условиях прямо пропорциональна расходу энергии. Если для лабораторной мельницы найден показа-

тель $E_{\text{лаб. кат}} \cdot \text{ч/т}$ а, промышленная мельница потребляет мощность N , квт , т. е. расходует в час N , $\text{квт} \cdot \text{ч}$ энергии, то в первом приближении производительность ее равна

$$Q = \eta \frac{N}{E_{\text{лаб}}}, \text{ т/ч}, \quad (529)$$

где η — поправочный коэффициент.

При пользовании формулой (529) В. В. Товаров рекомендует подставлять в нее N , вычисленное по той же формуле, по которой рассчитывалась полезная мощность лабораторной мельницы. В этом случае поправочный коэффициент для однокамерной промышленной мельницы принимается $\eta = 1,25-1,30$, а для двухкамерной $\eta = 0,9$.

Г. Сравнение методики ВТИ, ЦКТИ и Гипроцемента

Для того чтобы найденные в лабораторных условиях коэффициенты измельчаемости правильно отражали показатели, получаемые на промышленных мельницах, условия размола и классификации в обоих случаях должны быть одинаковыми или подобными. Задача отыскания критериев подобия, иначе, задача точного моделирования мельницы до настоящего времени полностью не решена. В некоторых случаях можно предположить, что точное моделирование не имеет места. Так, например, в методике ВТИ для лабораторных опытов предусматривается открытый цикл измельчения, в то время как результаты переносятся на замкнутый цикл.

В методике ЦКТИ, хотя и применяется замкнутый цикл, однако условия лабораторного размола резко отличаются от промышленных как по размеру циркулирующей нагрузки (900% вместо 200—300%), так и по эффективности классификации измельченного продукта (100% отсева на грохоте вместо 60—70% на воздушном сепараторе).

Таким образом, методы ВТИ и ЦКТИ могут обеспечить лишь грубое приближение к условиям подобия.

Особое положение занимает методика Гипроцемента. За основу ее принимается гипотеза, что при одинаковой крупности исходного материала и одинаковой тонине готового продукта расход энергии, необходимый для размола одной весовой единицы, остается одинаковым как в лабораторных, так и в промышленных условиях, хотя в действительности на процесс разрушения кусков и частиц материала расходуется лишь незначительная часть общей подводимой к мельнице энергии. Для примера можно указать, что в опытах, проводившихся лабораторией института Механобр, на непрерывно действующей размольной установке (состоящей из шаровой мельницы объемом 61 л и спирального классификатора), расход мощности на холостой ход (без руды) составил 0,96—0,98 квт , а при работе с рудой под полной нагрузкой мельница потребляла 1,00—1,02 квт , т. е. всего на 4—5% больше. Поэтому ни общая потребляемая мощность, ни удельный расход энергии сами по себе не могут служить критериями измельчаемости, в связи с чем методика Гипроцемента на первый взгляд представляется научно необоснованной. Вместе с тем смысл использования коэффициента E $\text{квт} \cdot \text{ч/т}$, определяемого по формуле (528), состоит в следующем.

Известно, что потребляемая мельницей мощность N есть закономерная функция размеров мельницы (D и L), относительного количества загружаемых шаров (φ), их насыльного веса ($\gamma_{\text{ш}}$) и скорости вращения мельницы (ψ). В общем виде эту зависимость можно изобразить следующим функциональным уравнением:

$$N = f_1(D, L, \varphi, \gamma_{\text{ш}}, \psi). \quad (530)$$

С другой стороны, из практики известно, что при определенных условиях механического режима ($\gamma_{\text{ш}}, \psi$) и заданной крупности исходного и готового продуктов максимальная производительность мельницы зависит главным образом от ее размеров (D и L); при этом некоторое влияние оказывают и такие факторы, как сортамент и размеры шаров ($D_{\text{ш}}$), расход воды ($B_{\text{ж}}$), циркулирующая нагрузка (C) и некоторые дру-

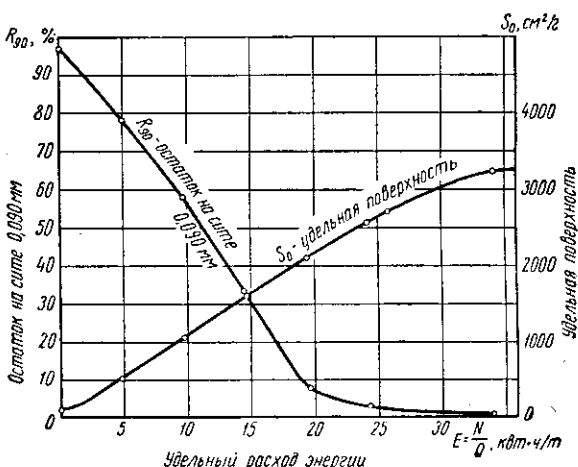


Рис. 105. График размолаемости по В. В. Товарову (Гипроцемент)

гие. Следовательно, производительность является некоторой функцией от перечисленных параметров, что дает основание составить второе функциональное уравнение

$$Q = f_2(D, L, \varphi, \gamma_{ш}, \psi, D_{ш}, B_m, C). \quad (531)$$

Внешний вид уравнений (530) и (531) может быть упрощен.

Из практики известно, что N_0 и Q — величины прямо пропорциональные параметру L (длине мельницы); следовательно, взамен N и Q можно оперировать величинами $\frac{N_0}{L}$ и $\frac{Q}{L}$.

Далее, сравнение лабораторной и промышленной мельниц производится в условиях одинакового заполнения ($\varphi = \text{const}$) шарами из одного и того же материала ($\gamma_{ш} = \text{const}$) и одинаковой относительной скорости вращения ($\psi = \text{const}$). Это позволяет исключить из рассмотрения названные параметры.

В обоих случаях по методике Гипроцемента предусматривается только сухое измельчение в открытом цикле, отчего в уравнении (531) параметры B_m и C можно считать равными нулю.

Принимая во внимание все эти ограничивающие условия, приходим к следующей системе уравнений:

$$\frac{N}{L} = f_1(D), \quad (532)$$

$$\frac{Q}{L} = f_2(D, D_{ш}). \quad (533)$$

Из сопоставления двух последних равенств видно, что результаты лабораторных и промышленных опытов будут отличаться не только из-за различия в размерах мельниц (D), но из-за несовпадения размеров шаров. Во избежание этого при испытаниях по методике Гипроцемента применяются шары почти таких же размеров, как и для промышленных цементных мельниц. Поэтому окончательно имеем:

$$\frac{N}{L} = f_1(D) \quad (534)$$

$$\frac{Q}{L} = f_2(D). \quad (535)$$

Разделив почленно левые и правые части, находим удельный расход энергии

$$E = \frac{N}{Q} = \frac{f_1(D)}{f_2(D)} \text{ кет} \cdot \text{ч/т}. \quad (536)$$

В методике Гипроцемента принимается, что для данного исходного материала (имеющего заданную крепость и крупность) и при фиксированной крупности готового продукта величина E есть некоторая характерная постоянная, не зависящая от размеров мельницы:

$$E = \text{const}.$$

Отсюда следует, что пропорциональны друг другу и функции

$$f_1(D) = K f_2(D),$$

что возможно только в том случае, когда вид самих функций совпадает. Например, В. В. Товаровым принимается, что расходуемая мощность есть степенная функция диаметра

$$\frac{N}{L} = f_1(D) = K_1 D^m.$$

откуда следует, что

$$\frac{Q}{L} = f_2(D) = K_2 D^m, \quad (537)$$

т. е. производительность мельницы пропорциональна диаметру, взятому в той же степени, что и в формуле мощности.

По В. В. Товарову, потребляемая мощность (при принятых φ и ψ) пропорциональна произведению объема мельницы на корень квадратный из диаметра, иначе говоря, мощность N пропорциональна диаметру в степени 2,5:

$$N = K_1 V \sqrt{D} L = K_1' D^{2,5} L,$$

так как в основной формуле (527)

$$n = \psi n_{кр} = \psi \frac{42,3}{\sqrt{D}}.$$

Но по методике Гипроцемента принимается, что $E = \frac{N}{Q} = \text{const}$; это означает, что производительность считается пропорциональной мощности, а значит, произведению объема на корень из диаметра, иначе, диаметру в степени 2,5

$$Q = K_2 V \sqrt{D} L = K_2' D^{2.5} L.$$

Таким образом, метод расчета мельниц с помощью такого показателя измельчаемости, как удельный расход энергии, допустим только в случае, когда имеется уверенность в том, что потребляемая мощность и ее производительность являются совершенно одинаковыми функциями диаметра.

Для мельниц сухого помола, работающих в замкнутом цикле с воздушными сепараторами, методика Гипроцемента несовместима с формулами «Норм расчета и проектирования пылеприготовительных установок». Действительно, при прочих равных условиях, обеспечивающих подобие процессов, производительность замкнутоциклового мельниц сухого помола пропорциональна квадрату диаметра, как это требует формула ВТИ — ЦКТИ (515), если в нее поставить n по формуле (529)

$$Q = K_1 D^2. \quad (538)$$

С другой стороны, согласно тем же «Нормам», полезно потребляемая мельницей мощность пропорциональна диаметру, взятому в степени 2,5:

$$N_0 = K_1 D^{2.5}. \quad (539)$$

Это следует из формул § 34, «Г», если для первого приближения пренебречь относительно малыми слагаемыми $N_{\text{ход}}$ и $N_{\text{доп}}$.

Следовательно, по формулам «Норм» удельный расход энергии $\frac{N_0}{Q}$ не остается постоянным для мельниц разных размеров, как это принимается в методике Гипроцемента, а увеличивается пропорционально корню из диаметра мельницы

$$E = \frac{N_0}{Q} = K_3 \sqrt{D}. \quad (540)$$

Отсюда следует, что согласно «Нормам» в противоположность позиции Гипроцемента, большие мельницы являются в энергетическом отношении менее экономичными по сравнению с малыми, так как удельный расход энергии в больших мельницах больше.

Д. Выводы

1. Применительно к мельницам сухого помола, работающим в открытом цикле, применима методика Гипроцемента, в которой принимается, что при прочих равных условиях производительность мельниц, так же, как и потребляемая ими полезная мощность пропорциональна диаметру, взятому в степени 2,5, отчего удельный расход энергии на единицу веса есть для данного материала величина постоянная:

$$Q = K_2 D^{2.5}; \quad N_0 = K_1 D^{2.5}; \quad E = \frac{N_0}{Q} = \text{const}. \quad (541)$$

Эти исходные положения дают возможность ограничиться при лабораторных испытаниях определением условного удельного расхода энергии $E_{\text{лаб}}$, являющегося по методике Гипроцемента единственным показателем относительной измельчаемости (при этом величины E и $E_{\text{лаб}}$ берутся не фактические, а условные, вычисляемые по формулам).

2. Для мельниц сухого помола, но работающих в замкнутом цикле, «Нормами расчета проектирования пылеприготовительных установок» принимается, что производительность пропорциональна квадрату диаметра, а полезная мощность — диаметру в степени 2,5 (если пренебречь небольшой поправкой на дополнительную мощность, расходуемую на трение при наличии шаров):

$$Q = K_2 D^2; \quad N_0 = K_1 D^{2.5}. \quad (542)$$

Ввиду этого, согласно «Нормам», удельный расход энергии не остается постоянным, а увеличивается по мере увеличения размеров мельницы.

$$E = \frac{N_0}{Q} = K_3 \sqrt{D}. \quad (543)$$

В силу этого обстоятельства величина E не может быть использована как показатель измельчаемости. Последний определяют путем сравнения производительности лабораторной мельницы на данном материале и на эталонном (АШ), причем для АШ производительность промышленных мельниц считается известной.

4. Производительность Q мельниц мокрого помола, работающих в замкнутом цикле, как показывает опыт обогатительных фабрик, при прочих равных условиях почти пропорциональна $D^{2,5}$; полезная мощность N_0 также почти пропорциональна $D^{2,5}$; поэтому удельный расход энергии теоретически остается постоянным

$$E_0 = \frac{N_0}{Q} = \text{const.}$$

Однако необходимо принимать во внимание, что общая потребляемая мощность N_6 , включая потери на трение в цапфах при холостом ходе ($N_{\text{хол}}$) и при наличии шаров ($N_{\text{дон}}$), уже непропорциональна $D^{2,5}$ и является более сложной функцией диаметра. На этом основании общий удельный расход энергии \mathcal{E} может быть представлен приближенным уравнением (241)

$$\mathcal{E} = K \left[\frac{1}{D^2} + A \right].$$

Анализ формулы показывает, что по удельному расходу энергии большие мельницы значительно экономичнее малых [(см. § 37)].

Поскольку определение полезно расходуемой мощности малых (лабораторных) мельниц крайне затруднительно, предпочтительнее определять производительность рудоразмольных мельниц не по этому показателю, а по сравнительной измельчаемости (методике института Механобр).

§ 69. Методы определения сравнительной измельчаемости руд при работе мельниц в открытом цикле (принятые в институте Механобр)

Основоположником принятой в Механобре (Всесоюзный научно-исследовательский и проектный институт механической обработки полезных ископаемых) методики исследования руд на измельчаемость следует считать А. Г. Тунцова [47].

Принцип определения измельчаемости основан на том, что показатели измельчения пробы данной руды сравниваются с результатами, полученными на некоторой «эталонной» руде в тех же условиях. В качестве эталонной породы принимается кварц. Отношение производительности, достигаемой на данной руде и на кварце, служит показателем «сравнительной измельчаемости по кварцу» или короче — относительной измельчаемости.

Далее, если известны показатели работы промышленной мельницы на какой-либо руде, принятой за эталон, то путем введения коэффициентов «относительной измельчаемости по кварцу» для испытуемой и для эталонной руды имеется возможность соответствующего пересчета промышленных мельниц.

В дальнейшем методика испытаний была уточнена проф. М. К. Широкинским (1938), который справедливо считал, что необходимой предпосылкой для правильного определения сравнительной измельчаемости нужно считать идентичность условий, в которых осуществляется не только сам процесс измельчения, но и предварительная подготовка исходных проб.

А. Подготовка проб

Схема подготовки проб по методике проф. М. К. Широкинского изображена на рис. 106.

По методике проф. М. К. Широкинского проба измельчается в шаровой мельнице размерами $D \times L = 240 \times 190$ мм, объемом $V = 8,7$ л. с. ребристой футеровкой; число оборотов в минуту 74, т. е. $\psi = 85\%$ от критической скорости; диаметр шаров $D_{\text{ш}} = 25$ мм; общий вес шаровой загрузки $G_{\text{ш}} = 16$ кг, что составляет $\varphi = 41\%$ от объема мельницы.

При периодическом измельчении мельница загружается рудой в количестве 9% от ее объема, т. е. общий объем руды равен 0,78 л. Для определения веса загружаемой навески предварительно находят объ-

емный вес руды в насыпке γ , кг/л, после чего определяют необходимый вес по формуле

$$P = 0,78U\gamma, \text{ кг.} \quad (544)$$

При мокром измельчении в пробу добавляют воду, исходя из отношения Ж:Т (по объему) = 1:1; при таком отношении объем воды в пульпе равен приблизительно 0,8 л.

Перед составлением загружаемых навесок всю подготовленную пробу крупностью 6—0 мм предварительно отсеивают на отдельные классы крупности: 6_о—4_о мм; 4_о—2,36; 2,36—1,17; 1,17—0,59; 0,59—0,21 и 0,21—0 мм (индексом «о» обозначены круглые сита).

Каждую навеску весом P , кг, готовят из этих классов в строго постоянном их соотношении, соответствующем ситовому анализу.

Разработанная А. Г. Тунцовым более новая методика (1940 г.) отличается от изложенной тем, что опыты проводят в мельнице несколько больших размеров и объема ($D \times L = 308 \times 197$ мм; $V = 14,7$ л). Загружают более крупные шары $D = 30$ мм, однако коэффициент заполнения остается прежним ($\phi = 40\%$; $G_{ш} = 26,5$ кг).

Для определения количества загружаемой руды А. Г. Тунцовым

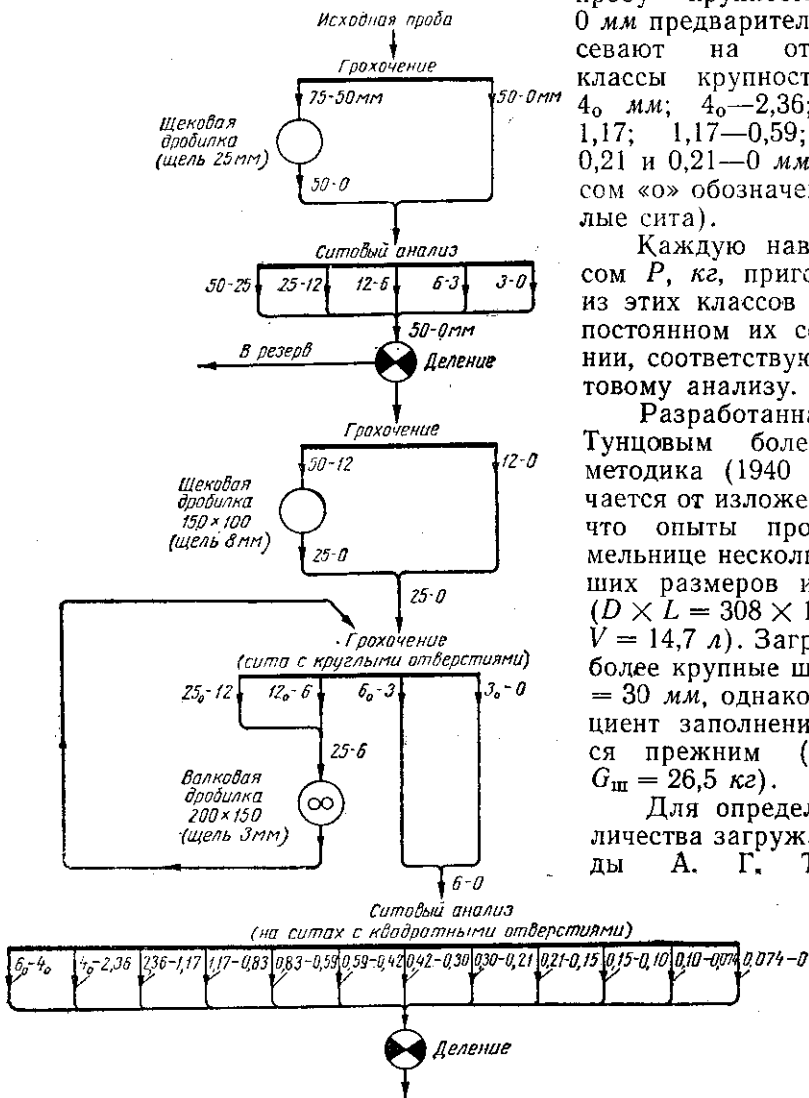


Рис. 106. Схема подготовки проб к опытам по сравнительной измельчаемости (по М. К. Широкинскому)

(1940 г.) принималась формула, по которой вес загрузки составил $P = 0,06 \cdot V\delta$, где 0,06 — коэффициент, соответствующий 6% объема V мельницы, а δ — объемный вес руды в массиве. Но, поскольку коэффициент разрыхления обычно близок к $\mu = \frac{2}{3}$, результат мало изменится, если вычислять вес по формуле Широкинського $P = 0,09 \cdot V\gamma$, где 0,09 —

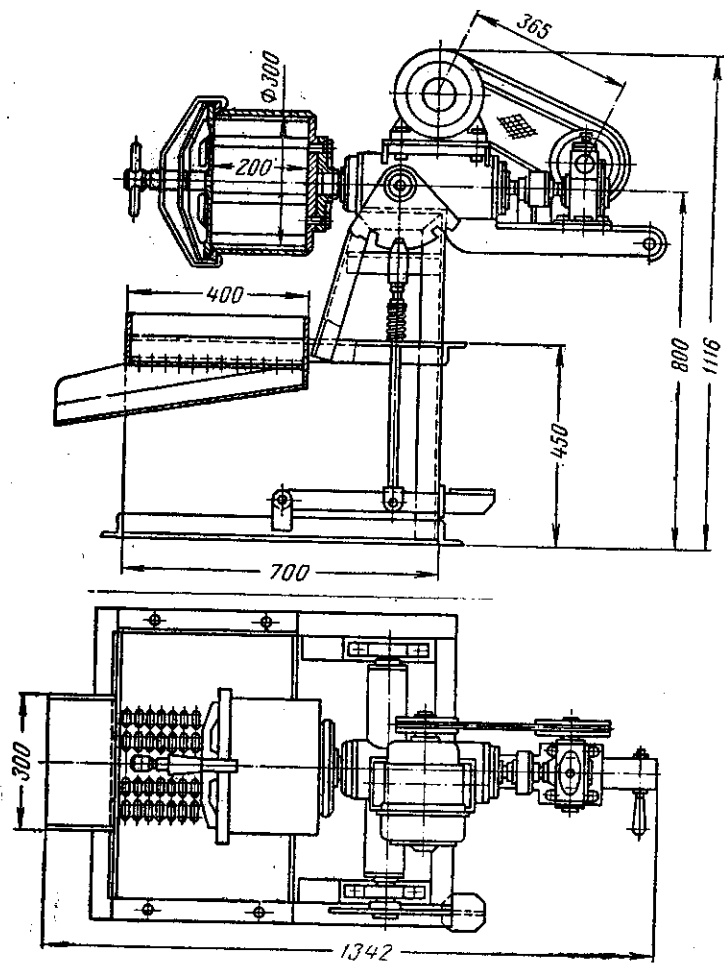


Рис. 107. Лабораторная шаровая мельница 300×200 с поворотной осью (Механобр, шифр 75А-Мл)

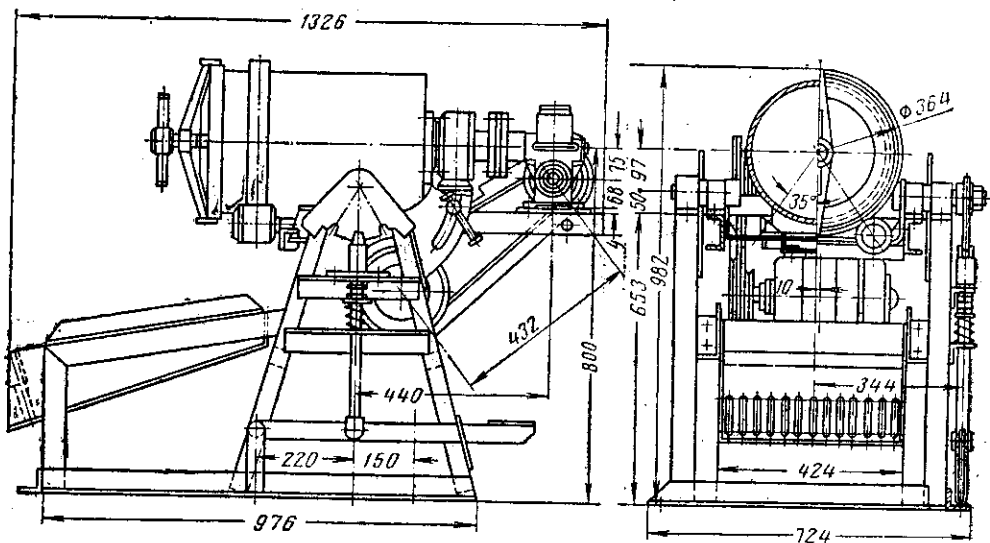


Рис. 108. Лабораторная стержневая мельница 300×450 с поворотной осью (Механобр, шифр 84А-Мл)

коэффициент, соответствующий 9% объема (в $\frac{3}{2}$ раза больше), а γ — объемный вес руды в насыпке, равный $\gamma = \mu\delta = \frac{2}{3}\delta$.

На этом основании во многих случаях при испытаниях по методике Тунцова вес навески вычисляется по способу, принятому в методике Широкинского, т. е. по формуле (544).

Отношение жидкого к твердому (Ж:Т) в первоначальных опытах принималось А. Г. Тунцовым равным 2,15:1, в более поздних опытах (1952 г.) принималось Ж:Т=1,5:1.

Начиная с 1960 г. институт Механобр [56] перешел на лабораторные мельницы с поворотной осью (рис. 107 и 108). Шаровая мельница имеет размеры $D \times L = 300 \times 200$ мм, объем $V = 14$ л; скорость вращения $n = 65$ об/мин ($\psi = 84\%$ от критической); вес шаров $G_{ш} = 27$ кг (коэффициент заполнения $\varphi = 47\%$); мощность двигателя $N_{дв} = 0,6$ квт; общий вес мельницы 163 кг.

Лабораторная стержневая мельница (рис. 108) имеет размеры: $D \times L = 300 \times 450$ мм; объем $V = 32$ л; скорость вращения может варьировать: $n_1 = 40$; $n_2 = 47$ и $n_3 = 55$ об/мин; вес стержней $G_c = 75$ кг (заполнение $\frac{G_c}{V} = 2,35$ кг/л); мощность двигателя $N = 1$ квт; общий вес мельницы 255 кг.

* * *

Все перечисленные отличия методик имеют значение только при сопоставлении абсолютных величин показателей, т. е. удельной производительности по исходному (q , кг/л) и по вновь образованному ($q_{т}$, кг/л). Если же сопоставляют относительную измельчаемость (по отношению к кварцу), то различия в условиях проведения опытов не играют существенной роли, так как они в равной степени отражаются на результатах опытов как с данной рудой, так и с кварцем, принимаемым за эталон.

Общим для всех вариантов остается требование об однозначном способе подготовки исходных проб по стандартной схеме (см. рис. 106) и составлении навесок из отдельных классов, дозировка которых устанавливается и фиксируется в соответствии с ситовым анализом измельчаемой пробы.

Б. Обработка опытных данных

Для проведения опытов измельчения в открытом цикле составляют одинаковые по составу навески, обычно в количестве 8—10, соответственно принятому числу периодов измельчения в открытом цикле. Например, первая навеска измельчается в течение 2,5 мин ($T = 2,5$ мин), вторая — 5 мин, третья — 7,5 мин и т. д.

После каждого опыта производится полный ситовый анализ измельченного продукта. Результаты анализов удобно изображать графически в виде диаграммы, на оси абсцисс которой откладывают время, а на оси ординат — суммарные остатки на том или ином сите (рис. 109). Полученные опытные точки соединяют кривыми, проводимыми по логарифмическим и монотонно падающими, плавными. Этим подтверждается тот факт, что кинетика измельчения может быть охарактеризована определенными математическими закономерностями.

Дальнейшая обработка опытных данных состоит в определении абсолютной удельной производительности и в сопоставлении ее с производительностью, достигнутой той же лабораторной мельницей на кварце. Отношение их дает коэффициент «относительной измельчаемости по кварцу».

Производительность лабораторной мельницы находят применительно к различной крупности готового продукта. В этом отношении наметились два направления: производительность относят либо к продуктам, имеющим одинаковый остаток на различных ситах (например, 10% остатка на ситах 0,42; 0,3; 0,2 мм и т. д.), либо к продуктам, имеющим различный остаток на каком-либо одном характерном сите (например, остаток на сите 0,074 мм).

Второй способ, принятый в Механобре, является более удобным, так как он дает возможность легко сопоставить готовый продукт измельчения с питанием обогатительного отделения фабрики. При этом способе используется только одна из кривых измельчаемости рис. 109.

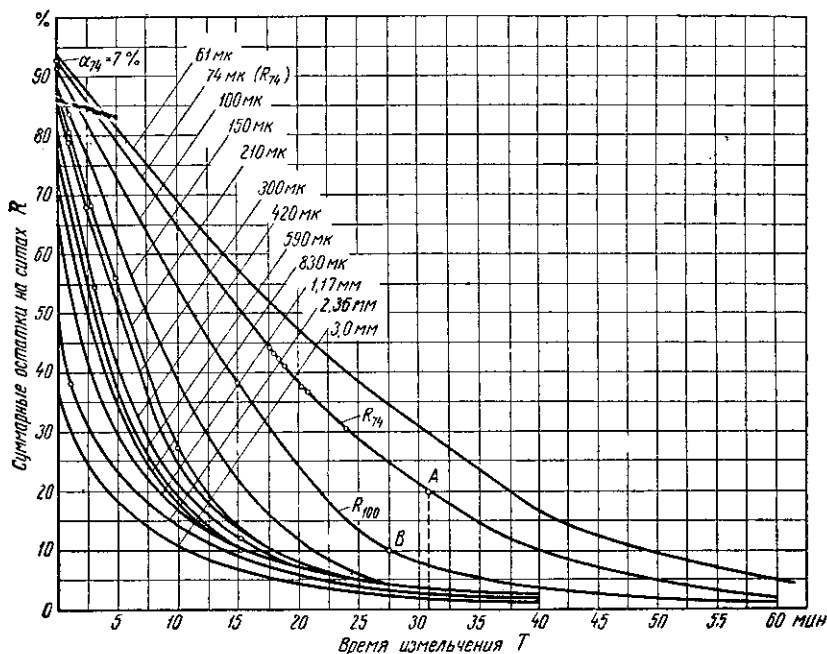


Рис. 109. Кривые измельчаемости нефелина (Ужурского месторождения) в открытом цикле

Если навеска P (кг) измельчается в течение T (мин), то общая часовая производительность мельницы будет $Q = 60 \frac{P}{T}$, кг/ч, а удельная, отнесенная к единице объема,

$$q = 60 \frac{P}{TV}, \text{ кг/л}\cdot\text{ч}, \quad (545)$$

где множитель 60 введен для перехода к часовой производительности. Время T находим по соответствующей кривой рис. 109.

После того как найдено q , переходят к производительности по вновь образованному классу, например 0,074 мм, по формуле

$$q_{74} = q \frac{\beta_{74} - \alpha_{74}}{100}. \quad (546)$$

Оценка по показателю q_{74} была предложена М. Н. Казенновым и автором настоящей книги в 1955 г. Как уже говорилось, до 1955 г. в Механобре был принят другой способ оценки абсолютной измельчаемости — удельная производительность относилась к постоянному остатку $R = 10\%$ на нескольких ситах шкалы Тейлора: 0,074, 0,10; 0,15; 0,20 мм и т. д. При этом способе остается в силе расчетная формула (545), а время T определяется из условия, что оно относится к точке пересечения той или иной кривой измельчаемости с горизонталью, соответствующей

остатку 10%. Например, на рис. 109 положение точки *B* характеризуется временем $T=27,5$ мин, необходимым для получения измельченного нефелина с 10%-ным остатком на сите 0,1 мм. Поэтому удельная производительность, достигаемая при измельчении до этой крупности, будет

$$q_{0,10} = \frac{60P}{TV} = \frac{60 \cdot 1,3}{27,5 \cdot 8,7} = 0,33 \text{ кг/л}\cdot\text{ч}, \quad (547)$$

где $P=1,3$ кг — вес навески;
 $V=8,7$ л — объем мельницы.

Иллюстрацией метода может служить рис. 110, на котором приведены кривые измельчаемости в открытом цикле до 10%-ного остатка на различных ситах по данным проф. М. К. Широкинско (Механобр).

Для перехода к относительной измельчаемости необходимо сопоставить найденную для нефелина величину $q_{0,10}$ с удельной производительностью по кварцу при той же крупности (характеризующейся таким же остатком 10% на сите 0,1 мм). Для кварца — по рис. 110 $(q_{0,1})_{\text{кв}}=0,39$ кг/л в час. Поэтому относительная измельчаемость в данном случае (точка *B* рис. 109) равна

$$K_{\text{изм}} = \frac{q_{0,1}}{(q_{0,1})_{\text{кв}}} = \frac{0,33}{0,39} = 0,85. \quad (548)$$

В настоящее время этот метод оценки, так же как и рис. 110, представляет только учебный интерес. Более точным является метод сравнения по показателю q_{74} (а при очень тонком помоле по показателю q_{44}).

§ 70. Техника опытов имитации замкнутого цикла

Измельчаемость руд при работе мельницы в замкнутом цикле может быть определена двумя основными способами: либо на непрерывно действующей установке, состоящей из мельницы и сопряженного с нею механического классификатора, либо в периодически действующей мельнице, последовательно соединяемой с грохотом в целях имитации (воспроизведения) замкнутого цикла.

Установка первого типа имеет полупромышленные размеры и расходует значительное количество руды. Поэтому она используется только для окончательных испытаний контрольного характера, дающих уточненные показатели.

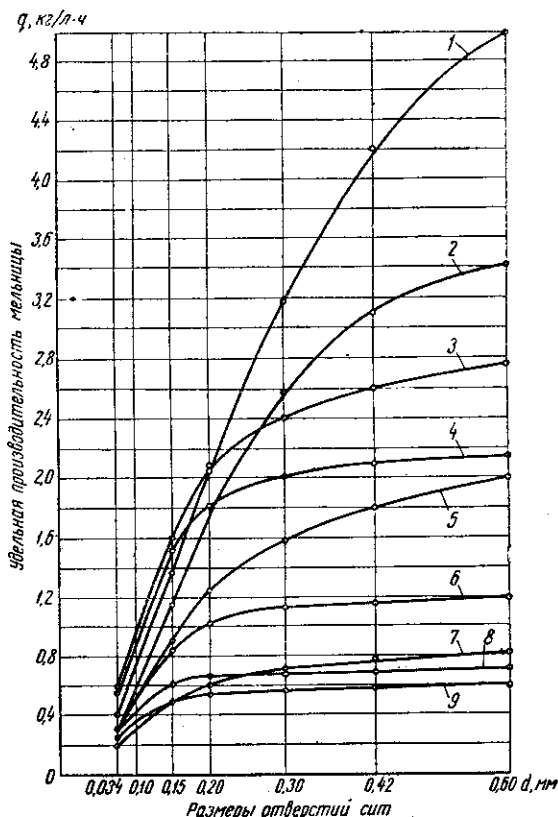


Рис. 110. Удельная производительность лабораторной мельницы объемом 8,7 л по исходному при измельчении в открытом цикле до 10% остатка на сите (по М. К. Широкинскому):

1 — карабашская медная руда; 2 — джезказганская; 3 — красногвардейская; 4 — новоленинская; 5 — кировская апатито-нефелиновая; 6 — коунрадская медная; 7 — кварц; 8 — тырны-аузская; 9 — руда Сопчуайвеняч

Характеристика мельницы и условия проведения опытов с имитацией замкнутого цикла

Показатель	Методика						
	Тунцова (Механобр)	Широкинского (Механобр)	Широкинского (Механобр)	Казанова (Механобр)	Бонда, США	Андреев ДПИ	Новая методика Механобра
Диаметр и длина мельницы $D \times L$, мм	308 × 200	240 × 190	240 × 190	308 × 200	305 × 305	160 × 160	300 × 200
Полезный объем мельницы V , л	14,7	8,7	8,7	14,7	22,2	3,22	14
Характер футеровки	Гладкая	Рейбристая	Гладкая	Гладкая	Гладкая	96	Рейбристая
Число оборотов в минуту, n	66	74	74	65	70	96	65
Относительная скорость вращения в долях критической ψ , %	85	80	80	84	90	79	84
Диаметр стальных шаров $D_{ш}$, мм	30	25	25	25	19	40—30—25— —16—12,5	30 40
Степень наполнения мельницы шарами φ , %	40	41	41	40	20	50	27
Вес шаровой загрузки $G_{ш}$, кг	26,5	16	16	26,5	20,12	7,48	4,7—0
Крупность исходной пробы, мм	6—0	4,7—0	4,7—0	4,7—0	3,32—0	3—1,98	12
Заполнение мельницы материалом в % ее объема	6	9	9	12	3	12	0,09V γ , кг
Вес навески P^* , кг	0,06V δ = = 0,833 δ , кг	0,09V γ = = 0,8 γ , кг	0,09V γ = = 0,8 γ , кг	0,12V γ = = 1,78 γ , кг	0,03V γ = = 0,666 γ , кг	0,12V γ = = 0,386 γ , кг	1 : 1
Отношение жидкого к твердому по объему $Ж : T$	2 : 1	1 : 1	1 : 1	—	Сухое измельчение	1 : 1,27	—
То же, по весу	—	—	—	2 : 1	—	0,66 : 1 0,304	1,26
Количество воды, л	1,66	0,8	0,8	—	—	—	Несколько постоянных
Период измельчения (при данном сите) T , мин	Постоянный	Постоянный $T = 3$ мин	Постоянный (различный для разных руд)	—	Переменный	—	периодов или переменный период
Циркулирующая нагрузка C , %	Различная	Различная	300	250	250	Различная	Различная постоянная 250
Показатель измельчаемости**	q , кг/л·ч	q , кг/л·ч	q , кг/л·ч	q , г/сек	q , г/оборот	q , г/мин	q и $q_{гч}$, кг/л·ч

* δ — объемный вес руды в массе; γ — то же, в насыпке.** q — удельная производительность по исходному; $q_{гч}$ — то же, по вновь образованному классу минус 74 мк.

Для получения предварительных результатов применяют лабораторную мельницу небольших размеров, на которой испытания проводят с малыми навесками и малым количеством руды. Во всех случаях для грохочения измельченного материала применяют лабораторный встряхиватель (ситовый анализатор).

В институте Механобр для испытаний в замкнутом цикле ранее применялись те же лабораторные мельницы, что и для открытого цикла: по методике проф. М. К. Широкинського — мельница $D \times L = 240 \times 190$, $V = 8,7$ л, по методике Тунцова — мельница $D \times L = 308 \times 200$, $V = 14,7$ л; с 1960 г. применяются мельницы с поворотной осью (рис. 107 и 108).

Техника опытов имитации (воспроизведения) в сходных, но не совпадающих условиях была уже кратко рассмотрена при изложении способа ЦКТИ. В методике, применяемой для испытаний руд, условия несколько видоизменяются в зависимости от того, какие показатели считаются конечными. В табл. 42 приведено сопоставление результатов опытов, проведенных по различным методам.

Общей для всех вариантов является принципиальная схема, изображенная на рис. 111. Операция грохочения по схеме рис. 111 на встряхивателе ведется в течение строго фиксированного времени — обычно 10 мин, отмечаемого непременно по секундомеру. Практика показала, что во избежание нарушения постоянных условий грохочения необходима фиксация времени грохочения с точностью до ± 1 сек.

Суммарный остаток на заданном сите (возврат) взвешивают и по разности определяют вес и процентный выход (γ_1) мелкого класса после первого грохочения. На этом заканчивается первый цикл (рис. 111).

Перед началом второго цикла к остатку весом $(1 - \gamma_1) P$, кг, добавляется исходная проба в количестве P_2 , равном первому отсеvu ($P_2 = \gamma_1 P$, кг), и таким образом общая навеска снова доводится до начального веса P , кг.

Второй цикл проводят в тех же условиях, что и первый. Второй период измельчения либо выбирают равным начальному T_1 (по методике Тунцова — Широкинського), либо принимают новый (T_2), рассчитываемый по определенному способу (по методике Бонда — Казеннова).

Выход готовой мелочи при втором цикле (γ_2) оказывается несколько меньше первого. То же повторяется и при последующих третьем, четвертом и т. д. циклах (на рис. 111 показана схема опытов двух циклов). Однако разность выходов постепенно сглаживается, т. е. в конечном итоге процесс стабилизируется и агрегат периодического действия, состоящий из мельницы и грохота, приходит к установившемуся режиму, при котором выход мелкого γ и остаток на сите $(1 - \gamma)$ становятся постоянными величинами. Для этого необходимо проведение от 5 до 8 циклов в зависимости от характера руды и ее измельчаемости. Отношение выходов

$$C = \frac{1-\gamma}{\gamma} 100\% \quad (549)$$

является циркулирующей нагрузкой.

Все опыты грохочения на каком-либо одном сите с различными конечными циркулирующими нагрузками объединяются в одну серию.

Мелочь, отсеиваемая при каждом цикле неустановившегося режима, удаляется в отход, в отличие от этого мелкий класс последнего, заключительного цикла является готовым продуктом. Он собирается полностью из шламов промывки — путем отстаивания пульпы и в виде подрешетного продукта сухого грохочения на встряхивателе.

Разгрузка мельницы подвергается полному ситовому анализу. Надрешетным продуктом считается суммарный остаток на замыкающем

мельницу сите, а подрешетным или готовым — мелкий продукт, просеявшийся через это сито. Вес каждого устанавливается в процессе ситового анализа. Их сумма дает вес всей разгрузки мельницы. Что касается ситового анализа каждого из двух продуктов грохочения, то он рассчитывается путем умножения выхода соответствующего класса в разгрузке на общий выход данного продукта, т. е. возврата $(1 - \gamma)$ и готового (γ) .

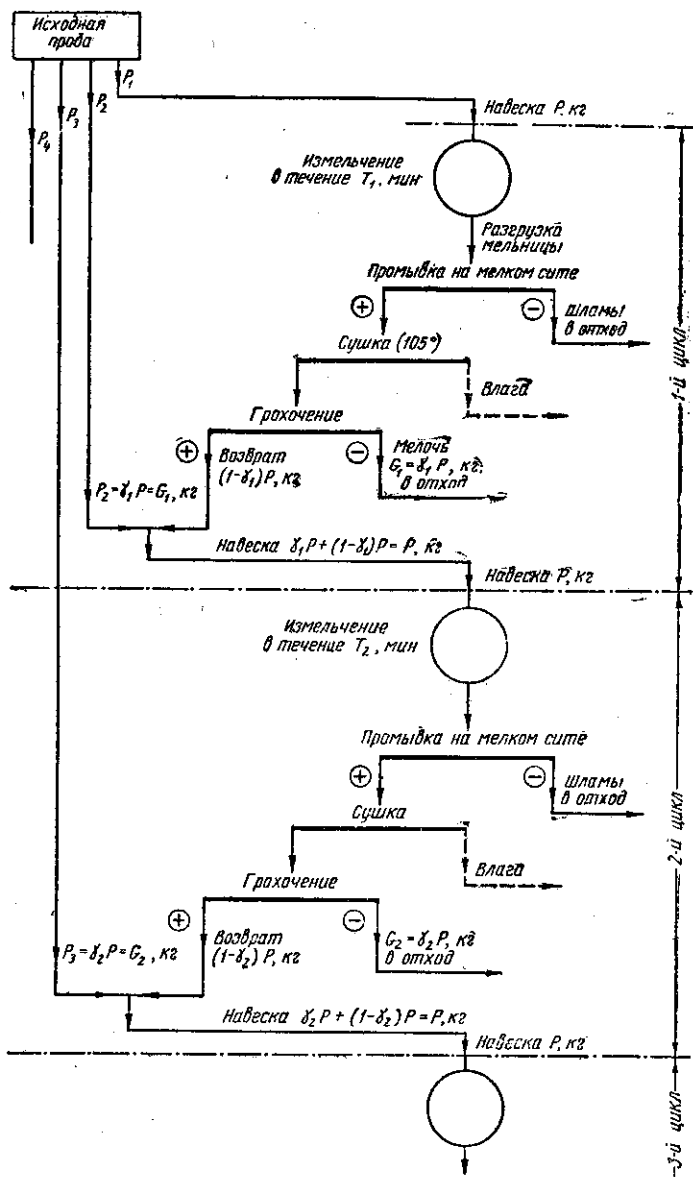


Рис. 111. Схема опытов имитации замкнутого цикла по методике Тунцова-Широкинского

Результаты опыта обрабатываются по следующей схеме. Процентный выход готового продукта находят по весу нижнего класса.

Циркулирующая нагрузка определяется как отношение остатка (возврата) к готовому продукту.

Далее определяется удельная часовая производительность по исходному [см. формулу (545)].

По ситовому анализу устанавливается содержание расчетного мелкого класса β_{74} в готовом продукте. Если в исходной навеске содержится $\alpha_{74}\%$ того же класса, то удельная производительность по вновь образованному расчетному классу определяется по формуле

$$q_{74} = q \frac{\beta_{74} - \alpha_{74}}{100}. \quad (550)$$

После того как точно такие же циклические опыты — с тем же периодом $T=5$ мин, на той же сетке (0,1 мм) — будут проведены на кварце, определяют удельную производительность мельницы по кварцу $(q_{74})_{\text{кв}}$. Отношение $\frac{q_{74}}{(q_{74})_{\text{кв}}}$ дает коэффициент относительной измельчаемости, которым можно пользоваться при пересчете промышленных единиц:

$$K_{\text{изм}} = \frac{q_{74}}{(q_{74})_{\text{кв}}}. \quad (551)$$

В этом случае должно быть указано, к какому содержанию мелочи относятся q_{74} , $(q_{74})_{\text{кв}}$ и $K_{\text{изм}}$.

§ 71. Методика проведения опытов при имитации замкнутого цикла

Предложено несколько различных методов проведения лабораторных опытов при воспроизведении процесса измельчения руды в замкнутом цикле и оценки полученных результатов. Кратко они могут быть охарактеризованы следующим образом.

А. Метод постоянного периода и постоянной сетки

Вначале проф. М. К. Широкинский (1938) предложил оценивать измельчаемость путем сравнения удельной производительности по исходному (q), достигнутой при постоянном времени измельчения $T=3$ мин и некоторой постоянной сетке грохота, например 0,15 мм.

Для возможности сопоставления измельчаемости руд при другой конечной их крупности проводят аналогичные опыты с другим ситом.

Недостаток рассматриваемого способа (I вариант) состоит в том, что период измельчения является строго фиксированным и потому найденный коэффициент измельчаемости имеет для данной руды не универсальную, а очень ограниченную условную значимость. Очевидно, что при других периодах цикла получатся новые показатели, не совпадающие с первыми. То же происходит при изменении размеров сетки: например, при переходе с сетки 0,15 мм на сито 0,074 мм коэффициенты относительной измельчаемости при том же периоде существенно изменяются.

Б. Метод «приведения» к постоянной циркулирующей нагрузке

В связи с указанным недостатком метода постоянных периодов М. К. Широкинским был разработан II вариант: сравнение удельной производительности, достигнутой на данной руде и на кварце при постоянной циркулирующей нагрузке. С этой целью период измельчения $T=\text{const}$ подбирается в каждом отдельном случае так, чтобы на данной руде обеспечивалась наперед заданная циркулирующая нагрузка $C=300\%$. Практически это требование выполняется методом интерполяции: по результатам двух предварительных опытов, из которых в первом $C < 300\%$, а во втором $C > 300\%$, интерполяцией находят время, необходимое для получения $C=300\%$ и при этом периоде проводят опыты. Однако полученные по способу $C=\text{const}$ результаты отличаются между собой при переходе с одной сетки на другую. При сетке 0,15 мм они часто расходятся с полученными по первому способу.

Несмотря на несовершенство второго метода, он продолжительное время оставался единственным, внедренным в лабораторную практику.

В. Метод строго постоянной циркулирующей нагрузки

В целях сокращения числа предварительных опытов, при которых подбирается период, «подходящий» для достижения заданной циркулирующей нагрузки $C = \text{const}$, Ф. Бондом (США) было предложено усовершенствование метода, состоящее в том, что период измельчения не сохраняется постоянным в данной серии опытов, а меняется от цикла к циклу. Первый период подбирают по данным предварительного опыта, а все остальные вычисляют перед началом цикла, определяя количество готового продукта, образовавшегося в предыдущем цикле, и скорость его образования. Ф. Бонд применил свой метод только для сухого измельчения при постоянной циркулирующей нагрузке $C = 250\%$.

Разработка рассматриваемого способа применительно к мокрому измельчению осуществлена М. Н. Казенновым [57]. Им принимается $C = 200\%$ или $C = 250\%$ как наиболее близкое к промышленной практике.

Преимущество рассматриваемого метода по сравнению с предыдущим состоит в том, что после проведения последнего опыта достигается заранее заданная циркулирующая нагрузка $C = \text{const}$.

Недостаток данного метода в том, что, принимая переменный период измельчения, экспериментатор не имеет полной уверенности в стабилизации процесса. Установился ли действительно режим, — остается неясным, так как совпадение двух каких-либо периодов еще не гарантирует невозможности дальнейшего «уклонения» режима от принятого за установившийся.

В целях проверки предполагаемой стабилизации режима М. Н. Казеннов рекомендует пользоваться следующей эмпирической формулой для контрольного определения «скорости измельчения»:

$$P = \frac{100v}{(C + 100)T \left[1 + \frac{\alpha}{100} + \left(\frac{\alpha}{100} \right)^2 \right]}, \quad (552)$$

в которой P — вес навески, г;
 C — циркулирующая нагрузка, %;
 T — период последнего цикла, сек;
 α — содержание готового в исходном, %.

Г. Метод переменного периода при сокращенном количестве возврата

Проф. С. Е. Андреев (Ленинградский горный институт), критикуя рассмотренные выше способы, считает, что общепринятые методы лабораторного воспроизведения замкнутого цикла не отражают действительного механизма нарастания циркулирующей нагрузки в промышленной мельнице [45]. Ввиду этого проф. С. Е. Андреевым предложен иной метод, основанный на предположении, что в течение всего времени работы промышленной мельницы при неустановившемся режиме период пребывания в ней измельчаемого продукта обратно пропорционален секундному расходу, т. е. количеству проходящего через нее в единицу времени материала. А так как при периодическом замыкании цикла в рабочую камеру лабораторной мельницы каждый раз загружается постоянная по весу навеска P , то период измельчения необходимо назначать переменным, определяя его по выходу готовой мелочи в предыдущем цикле (γ).

Если для первого цикла выбран период T_1 , то для второго необходимо по этому методу назначать период T_2 , пользуясь следующей формулой:

$$T_2 = \frac{T_1}{1 + (1 - \gamma_1)}. \quad (553)$$

Применительно к n -ному циклу формула Андреева имеет вид

$$T = \frac{T_1}{1 + (1 - \gamma_{n-1}) + (1 - \gamma_{n-1})(1 - \gamma_{n-2}) + \dots + \{(1 - \gamma_{n-1})(1 - \gamma_{n-2}) \times \dots \times (1 - \gamma_{n-3}) + \dots + (1 - \gamma_0)\}} \quad (554)$$

Количество вновь добавляемой свежей руды для n -го цикла находится по уравнению

$$P_n = P_1 \frac{T_n}{T_1}, \quad (555)$$

т. е. добавка должна быть обратно пропорциональна длительности предстоящего цикла T_n , вычисленной по предыдущей формуле (554).

Поскольку общая навеска остается постоянной ($P_1 = \text{const}$), количество возвращаемого в мельницу оборотного продукта S_n здесь уже не равно полному весу песков (возврата от грохота), а каждый раз находится по разности

$$S_n = P_1 - P_n = P_1 \left(1 - \frac{T_n}{T_1}\right). \quad (556)$$

Для выделения расчетного веса S_n фактически полученный от предыдущего цикла оборотный продукт соответствующим образом сокращается.

Как показали испытания по рассматриваемой схеме, выход мелочи постепенно уменьшается, а циркулирующая нагрузка растет от цикла к циклу. Опыты продолжают до тех пор, пока количество добавляемого свежего материала (P_n) не станет равным количеству получаемого в предшествующем цикле готового продукта (G_{n-1}). Однако требуемое «разновесие» при данном методе испытаний наступает очень медленно, поэтому с того момента, когда разница между P_n и C_{n-1} становится малой, методика изменяется: в мельницу загружается весь возврат, без сокращения. Этим определяется требующаяся добавка

$$P_n = P_1 - П. \quad (557)$$

где $П$ — полный вес оборотного продукта.

Период измельчения вычисляется по обращенной формуле

$$T_r = \frac{P_n}{P_r}. \quad (558)$$

Таким путем ускоряется достижение установившегося режима.

По поводу рассмотренной методики необходимо заметить, что ввиду своей сложности она не получила распространения в лабораторной практике.

Д. Метод переменных циркулирующих нагрузок при постоянных периодах

Методика Тунцова — Широкинского уточнена автором настоящей книги в следующем направлении.

При анализе сравнительных результатов, полученных разными способами, было установлено, что имеется один показатель, который практически не зависит ни от размеров сетки грохота, примененного для замыкания цикла, ни от принятого периода измельчения, ни от циркулирующей нагрузки. Этим показателем является удельная производительность по вновь образованному мелкому классу q_{74} , кг/л·ч.

Для проверки этого предположения автором было проведено детальное исследование (на пробе нефелиновой породы).

Подготовка пробы велась в строгом соответствии с методикой Широкинского (рис. 106). В результате трехстадиального дробления был

получен материал крупностью 6—0 мм с содержанием расчетного класса $\alpha_{74} = 7\%$.

Измельчение исходных навесок также производилось по методике М. К. Широкинського (см. рис. 111), каждый раз с постоянным периодом T : 3; 5; 8; и 12 мин. Во всех случаях применялись сетки пяти различных размеров: 0,1; 0,15; 0,21; 0,5 и 0,83 мм (табл. 43). Всего было проведено 20 серий опытов, занумерованных с № 1 по 20 табл. 43, где дается сводка результатов.

Графически главнейшие показатели q и q_{74} изображены на рис. 112 в виде сплошных линий: кривой — для удельной производительности по исходному (q_2) и прямой для удельной производительности по вновь образованному (q_{74})_T [(q_{74})_c соответствует постоянной циркулирующей нагрузке].

Если не принимать во внимание неизбежного разброса точек, то можно констатировать, что прямая (q_{74})_T вполне удовлетворительно описывается следующим уравнением:

$$g_{74} = 0,1846 + 0,00154\beta_{74}. \quad (559)$$

Из данных табл. 43 и из последнего уравнения видно, что удельная производительность по вновь образованному продукту зависит только от крупности готового продукта, а при заданной крупности (β_{74}) она не зависит от того, на какой сетке продукт был отсеян и при каком периоде и с какой циркулирующей нагрузкой производилось измельчение.

Для контроля за выведенным уравнением (559) вычисляем несколько значений удельной производитель-

Таблица 43

Сводные результаты измельчения нефелиновой породы по методу постоянных периодов и переменных циркулирующих нагрузок (мельница 240×190; $V = 8,7$ л)

Показатели	Размер ячеек сетки, мм																			
	0,10				0,15				0,21				0,5				0,83			
Номер опыта	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Период измельчения T , мин.	3	5	8	12	3	5	8	9	3	5	8	12	3	5	8	12	3	5	8	12
Циркулирующая нагрузка C , %	770	265	150	82	410	190	105	50	295	150	75	31	175	88	44	24	138	78	41	25
Удельная производительность по исходному q , кг/л·ч	0,51	0,49	0,45	0,41	0,67	0,63	0,56	0,52	0,76	0,72	0,65	0,57	1,08	0,95	0,78	0,61	1,25	1,0	0,79	0,61
Содержание класса < 0,074 мм в готовом продукте β_{74} , (при $\alpha_{74} = 7\%$), %	71,0	72,2	76,4	78,3	48,1	52,2	57,1	62,1	39,1	42,2	47,3	55,5	27,5	32,0	40,5	48,4	26,1	32,0	40,0	49,5
Удельная производительность по вновь образованному классу $q_{74} = \frac{\beta_{74} - \alpha_{74}}{100}$, кг/л·ч	0,32	0,32	0,31	0,29	0,28	0,28	0,28	0,285	0,24	0,25	0,26	0,275	0,22	0,24	0,26	0,25	0,24	0,26	0,26	0,26

ности по исходному питанию (q), пользуясь формулой перехода

$$q = \frac{100 \cdot q_{74}}{(\beta_{74} - \alpha_{74})} \quad (560)$$

Для этого, задаваясь той или иной величиной β_{74} , определяем соответствующее расчетное значение q_{74} по предыдущей формуле (559), а затем подставляя β_{74} и q_{74} в последнюю формулу, вычисляем соответствующее q .

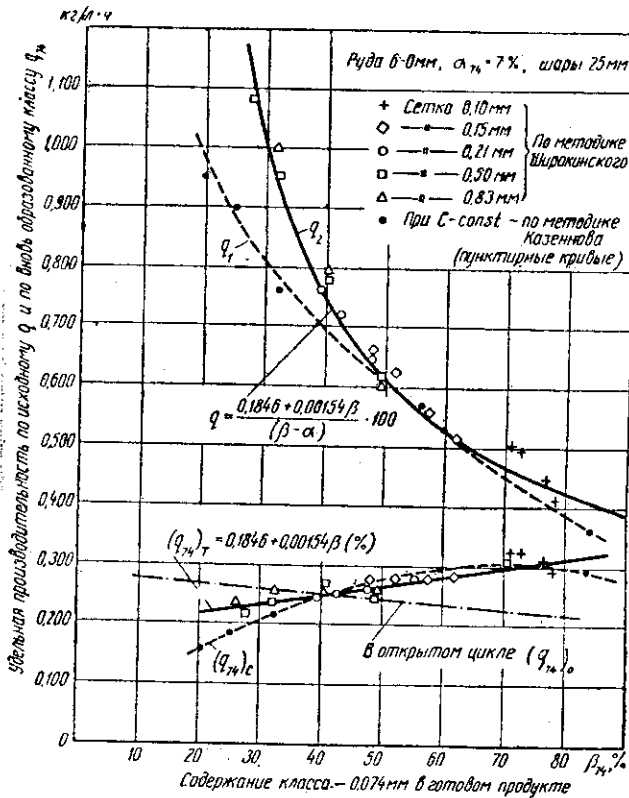


Рис. 112. Удельная производительность при изменении нефелина в открытом и замкнутом циклах: q — по исходному, q_{74} — по вновь образованному

Рассчитанные таким образом точки соединяем плавной кривой q_2 (см. верхнюю половину рис. 112). Так как полученная кривая q_2 хорошо охватывает экспериментальные точки, нанесенные ранее по данным табл. 43, то можно считать, что исходное эмпирическое уравнение (559) подобрано удачно. Отклонение некоторых опытных точек от плавной кривой q_2 объясняется неточностью самих экспериментов (главным образом ошибками ситовых анализов).

Таким образом, исследование показало, что методика Широкинско может быть усовершенствована, если базироваться не на таких случайных и второстепенных показателях, как период измельчения или циркулирующая нагрузка, а на таком весьма характерном, как удельная производительность по вновь образованному расчетному классу q_{74} , кг/л.ч.

§ 72. Сравнение методов

Как показывает лабораторная практика, при пользовании методом фиксированной циркулирующей нагрузки $C = \text{const}$ конечный показатель q_{74} , изображенный на диаграмме в функции от β_{74} , почти всегда имеет

вид кривой. Такова, например, пунктирная кривая параболического вида на рис. 112. Аналогичный характер имеют кривые на рис. 113, построенные по тому же методу Бонда — Казеннова ($C = \text{const}$).

Для получения надежной кривой $q_{74} = f(\beta)_{74}$ необходимо иметь не менее 5 опытных точек, т. е. провести 5 серий опытов на стандартных ситах, например указанных в табл. 42: $d = 0,5; 0,3; 0,21; 0,15$ и $0,10$ мм. Для стабилизации замкнутого цикла необходимо в каждой серии выполнить от 8 до 12, а в среднем 10 частных опытов. Таким образом, общее количество отдельных опытов составляет для одной пробы в среднем около $5 \times 10 = 50$.

При рекомендуемой нами методике количество сеток остается тем же или сокращается до четырех: $0,5; 0,21; 0,15$ и $0,10$ мм. Но на некоторых из них приходится ставить не одну, а две серии опытов. Это требуется в том случае, если принятый период оказался неудачным, так как

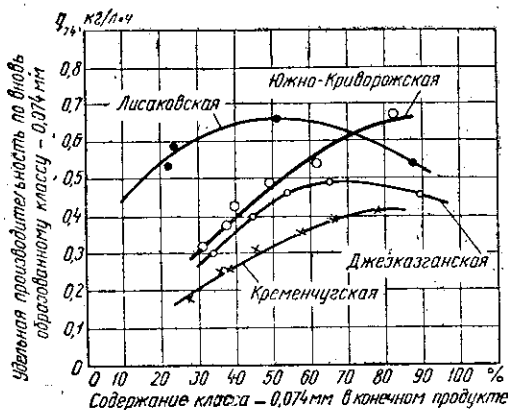


Рис. 113. Удельная производительность q_{74} лабораторной мельницы объемом 14,6 л при измельчении в замкнутом цикле (по данным М. Н. Казеннова)

привел к чрезмерно высокой циркулирующей нагрузке, превышающей практически принятый максимум $C_{\text{max}} = 400\%$ (например, опыт № 1 в табл. 43) или, наоборот, обусловил чрезмерно низкую циркулирующую нагрузку $C < 40\%$ (опыты № 16 и 20 в табл. 43). С учетом такого дублирования отдельных серий практически оказывается необходимым выполнить в общей сложности примерно 8 серий опытов. Так, если ограничиться только периодами $T = 5$ мин и $T = 8$ мин, то взамен 20 серий при развернутых испытаниях (табл. 43) будет необходимо иметь только 8 серий (см. опы-

ты № 2, 3, 6, 7, 10, 11, 14 и 15 в табл. 43).

Следует подчеркнуть, что метод постоянных периодов очень быстро приводит к стабилизации и потому в каждой серии вполне достаточно только 5—6 частных опытов. Таким образом, общее число частных опытов здесь приближается к 50 (от 48 до 54) и в этом отношении трудоемкость методов одинакова.

Характерно отличие конечных результатов. В противоположность криволинейным кривым для q_{74} по данному методу чаще всего получается график функции $q_{74} = f(\beta_{74})$ в виде прямых линий. Например, прямая $(q_{74})_T$ на рис. 112. Такой же прямолинейный вид имеют графики, приведенные на рис. 114 и 115.

Расхождение результатов можно объяснить тем, что выбранная М. Н. Казенновым постоянная циркулирующая нагрузка (например $C = 250\%$) близка к оптимуму только при средних значениях β_{74} , например $\beta_{74} = 40—70\%$, а при меньшей крупности она заметно превышает оптимум. Например, из табл. 43 видно, что для получения продукта с содержанием $\beta_{74} = 32\%$ выгодна циркулирующая нагрузка $C = 88\%$ (опыт № 14) или даже $C = 78\%$ (опыт № 18). Можно допустить, что при чрезмерно высокой нагрузке $C = 250\%$ удельная производительность заметно снижается против достигнутой $q_{74} = 0,24—0,26$ кг/л·ч и опустится до $q_{74} = 0,21$ кг/л·ч, как этого требует пунктирная кривая рис. 112.

К такому же выводу можно придти, сравнивая кривую 2 (криворожская руда) рис. 113 с прямой q_{74} рис. 114 (криворожские магнетитовые кварциты).

Таким образом, заметное искривление кривых $q_{74}=f(\beta_{74})$ следует приписать специфической особенности самого метода $C = \text{const}$, который создает «искусственные» условия измельчения, в противоположность

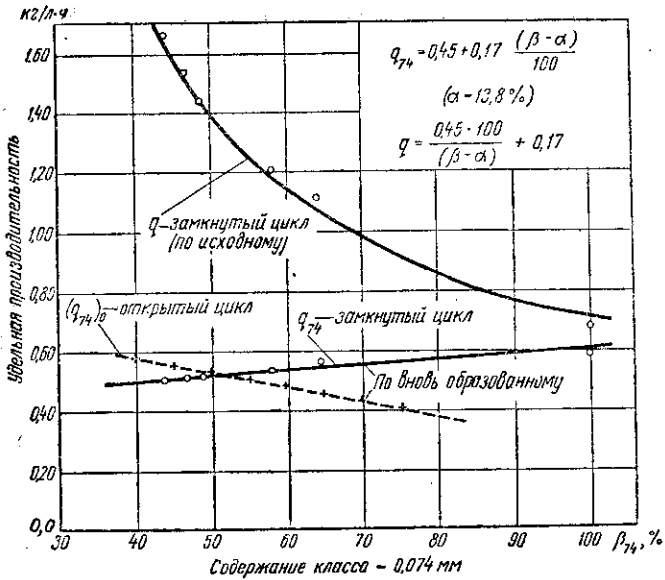


Рис. 114. Удельная производительность лабораторной мельницы объемом 8,7 л при измельчении Криворожских кварцитов

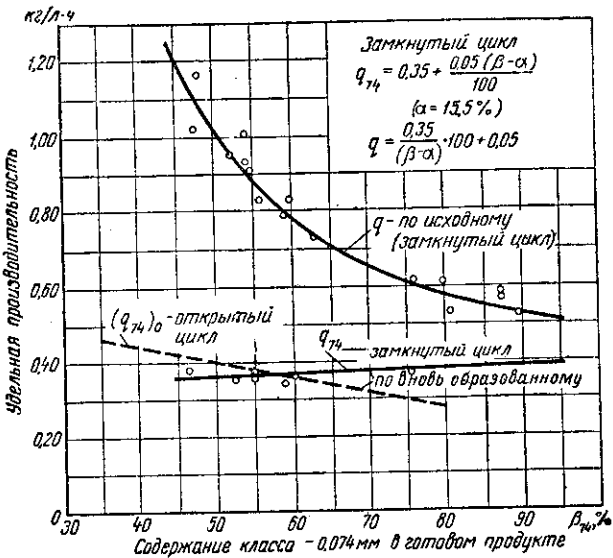


Рис. 115. Удельная производительность лабораторной мельницы при измельчении свинцово-цинковой руды

методу $T = \text{const}$, теоретически более обоснованному, не налагающему никаких искусственных ограничений на процесс и дающему, по нашему мнению, более точные результаты.

§ 73. Сравнение открытого и замкнутого циклов

В заключение обзора испытаний руд на измельчаемость в лабораторных условиях следует остановиться на сопоставлении результатов по открытому циклу с данными, полученными путем имитации замкнутого цикла.

Сравнение удобно провести на конкретных примерах.

1. Нефелиновая порода. На рис. 109 были изображены кривые измельчаемости нефелиновой породы в открытом цикле. По современным воззрениям наиболее важной из них является кривая R_{74} . Для перехода от остатка на сите 0,074 мм к содержанию этого же класса в готовом продукте пользуемся очевидным соотношением

$$\beta_{74} = 100 - R_{74}.$$

Вычисленная по данным рис. 109 кривая $(q_{74})_0$ нанесена на рис. 112 в виде штрихпунктирной прямой, по которой видно, что $(q_{74})_0$ плавно падает по мере возрастания β_{74} и как среднее можно принять

$$(q_{74})_0 = 0,25 \pm 0,01 \text{ кг/л.ч.}$$

(см. осевой пункт на рис. 112).

Переходя к замкнутому циклу (рис. 112), отмечаем, что здесь для той же тонкости помола формула (559) дает

$$q_{74} = 0,27 \pm 0,01 \text{ кг/л.ч.} \quad (561)$$

Следовательно, в средней зоне диаграммы оба показателя отличаются незначительно. Это видно по расположению точки пересечения прямых $(q_{74})_T$ и $(q_{74})_0$. На этом основании можно было бы, не проводя трудоемких опытов с имитацией замкнутого цикла, сразу получить значенные расчетного показателя, увеличивая первый на 10%, по формуле

$$(q_{74})_{\text{ср}} \approx 1,1 (q_{74})_0. \quad (561a)$$

где через q_{74} обозначена удельная производительность по вновь образованному продукту при замкнутом цикле, а через $(q_{74})_0$ при открытом цикле (но в обоих случаях при среднем измельчении: $40\% < \beta_{74} < 70\%$).

2. Криворожские железистые кварциты. Сравнительные результаты изображены графически на рис. 114. Прямые $(q_{74})_0$ (открытый цикл) и q_{74} (замкнутый цикл) пересеклись в точке с абсциссой $\beta_{74} = 53\%$.

В диапазоне среднего измельчения $40\% < \beta_{74} < 70\%$ для первого показателя имеем

$$(q_{74})_0 = 0,51 \pm 0,07 \text{ кг/л.ч.} \quad (562)$$

а для второго

$$q_{74} = 0,51 \pm 0,1 \text{ кг/л.ч.} \quad (563)$$

Таким образом, здесь при «среднем» измельчении ($\beta \approx 55\%$) производительность лабораторной мельницы в замкнутом цикле оказалась такой же, как и в открытом.

3. Свинцово-цинковая руда (см. рис. 115). При измельчении этой руды в открытом цикле было найдено (при $40\% < \beta < 70\%$)

$$(q_{74})_0 = 0,38 \pm 0,06 \text{ кг/л.ч.} \quad (564)$$

а в замкнутом (в том же диапазоне)

$$q_{74} = 0,36 \pm 0,02 \text{ кг/л.ч.} \quad (565)$$

В данном случае производительнее был открытый цикл, так как в замкнутом цикле достигнута производительность на 5% меньшая:

Приведенные примеры иллюстрируют тот факт, что если относить показатель q_{74} к типичному продукту с содержанием $\beta_{74} = 50-60\%$, то производительность по вновь обра-

зованному мелкому классу минус 0,074 мм при измельчении в открытом и в замкнутом цикле почти одинакова: расхождение лежит в пределах ± 5 или $\pm 10\%$.

Весьма распространенное мнение о том, что замкнутый цикл во всех случаях намного производительнее открытого, следует в настоящее время признать устаревшим: выигрыш достигается только при тонком измельчении, когда $\beta_{74} > 60\%$.

Главное преимущество замкнутого цикла состоит в его «устойчивости». Здесь крупность готового продукта практически почти не зависит от нагрузки мельницы, в то время как при работе ее в открытом цикле самые небольшие колебания производительности резко отражаются на качестве помола.

Возвращаясь к методике определения сравнительной измельчаемости, отметим, что поскольку ориентировочные данные лабораторных опытов дают показатели $(q_{74})_0$ и q_{74} , между которыми отличие меньше возможной ошибки самих опытов (± 5 до $\pm 10\%$), постольку в большинстве случаев можно ограничиваться определением измельчаемости только в открытом цикле при условии, что показатель q_{74} будет отнесен к продукту «среднего» помола ($\beta_{74} = 50-60\%$).

Для более тонкого помола, соответствующего второй стадии измельчения ($\beta_{74} > 60\%$), уже нельзя применять открытый цикл; здесь необходимы испытания с имитацией замкнутого цикла даже для получения предварительных данных, так как в противном случае возможны недопустимо большие погрешности.

§ 74. Полупромышленные испытания руд на измельчаемость на непрерывно действующей установке

Испытания в открытом цикле или в периодическом, имитирующем замкнутый, необходимы для получения предварительных данных, на основе которых выполняется ориентировочный расчет мельниц на первом этапе проектирования фабрики (проектное задание). Для окончательных расчетов, выполняемых при составлении полного технического проекта, эти данные уже недостаточны, и необходимо проведение опытов на непрерывно действующей установке полупромышленных размеров, состоящей из малой шаровой мельницы и сопряженного с ней механического классификатора.

Институтом Механобр ранее применялась такая установка марки 44-Ус, но с 1957 г. используются установки 110-Ус (для одностадиального измельчения) и 103-Ус (для двухстадиального) [58].

Узлы установки смонтированы на металлической сварной раме. Каждая из двух мельниц имеет бункер емкостью 50 кг с барабанным питателем (для второй мельницы бункер является резервным на случай ее самостоятельной работы). Для отбора проб и замера производительности питатель имеет откидной лоток, по которому отсекаемая проба отводится в приемник.

На установке смонтированы шаровые мельницы марки 71-Мл диаметром 416 мм, длиной 445 мм и объемом 60 л. Скорость вращения 55 об/мин (или 83% от критической). Шаровая загрузка — 120 кг (из них шаров $D = 50$ мм — 50 кг и $D = 40$ мм — 70 кг). Мощность электродвигателя — 2,8 квт. Вес мельницы без шаров 330 кг. Нормальная крупность питания 6—0 мм, но допускается до 10—0 мм.

Корпус мельницы опирается своими бандажами на две роликовые опоры. Передача от двигателя — одноступенчатая зубчатая (двигатель укреплен под рамой).

На передней крышке мельницы имеется улитковый питатель; разгрузка мельницы — через решетку, находящуюся внутри барабана. Прошедший через решетку продукт подымается лифтерами в разгрузочную воронку и затем по желобу направляется в классификатор.

Каждая мельница сопряжена со спиральным классификатором (марки 56-Кр); диаметр спирали 150 мм, длина корыта 1200 мм. Регулировка классификатора осуществляется изменением уровня сливного порога, а также изменением угла наклона корыта и числа оборотов спирали ($n = 18; 23$ и 30 об/мин).

Для транспортирования оборотных песков предназначен общий винтовой конвейер (шнек), спирали которого в разных участках имеют различное направление витков. Под разгрузочным окном первого классификатора имеется распределитель песков, с помощью которого они могут направляться либо в первую, либо во вторую мельницу, либо распределяться по обеим (при работе первой мельницы в полузамкнутом цикле).

В качестве примера рассмотрим испытания свинцово-цинковой руды на измельчаемость, выполненные на непрерывно действующей установке 44-Ус, вполне аналогичной по конструкции с рассмотренной.

Опыты проводились * на мельнице $D \times L = 417 \times 445$, объемом 60 л ($n = 56$ об/мин или $\psi = 84\%$ от критической), сопряженной со спиральным классификатором 150×1220 ($\alpha = 21^\circ$, $n = 19$ об/мин). Шары — 40 мм; загрузка шаров — 110 кг (заполнение $\phi = 40\%$).

Исходная руда имела крупность 6—0 мм и содержала готового класса (минус 0,074 мм) $\alpha_{74} = 15,5\%$. При испытаниях ставилась задача получить тонкий слив с содержанием порядка $\beta_{74} = 80—90\%$, соответствующим второй стадии измельчения.

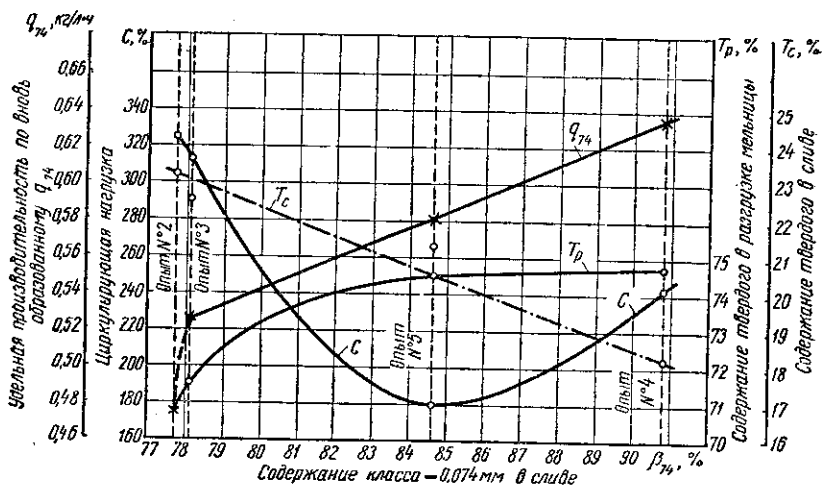


Рис. 116. Графическое изображение показателей опытов измельчения на полупромышленной установке (измельчение свинцово-цинковой руды)

В процессе опытов общая производительность по исходному питанию лежала в пределах $Q = 46—51$ кг/ч. Путем регулировки расхода воды, подаваемой в мельницу и дополнительно в классификатор, несколько менялось содержание твердого в разгрузке мельницы и в сливе классификатора. В результате изменялось весовое количество песков и циркулирующая нагрузка и соответственно этому — содержание расчетного мелкого класса в сливе (β_{74}).

На рис. 116 показаны кривые, построенные по четырем опытам. Показатель β_{74} плавно уменьшается по мере повышения плотности слива классификатора. Изменение происходит приблизительно по закону прямой (кривая T_c на рис. 116), которой соответствует следующее уравнение:

$$\beta_{74} = 138,3 - 2,6 T_c, \% \quad (566)$$

Расхождение между расчетными и опытными данными не превышает $\pm 1,5\%$ абсолютных, что лежит в пределах погрешности ситовых анализов.

Циркулирующая нагрузка зависела от расхода воды. Наивыгоднейшей оказалась нагрузка $C = 242\%$ (опыт № 4), при которой β_{74} и

* Бригадой института Механобр в составе И. И. Кудрякова, Н. А. Егоровой, Н. Е. Ваганова и Г. А. Чайкиной (1955 г.).

q_{74} достигали максимума. При большей и меньшей циркулирующей нагрузке эти показатели были ниже (опыты № 2, 3 и 5).

Поскольку требовалось определить нагрузку при условии получения слива с содержанием 85—90% класса минус 0,074 мм, должно быть взято среднее из двух последних опытов (№ 5 и 4), что дает некоторый запас в расчете

$$q_{74} \approx 0,61 \text{ кг/л}\cdot\text{ч.}$$

Для сравнения отметим, что при той же исходной крупности 6—0 мм, но при меньшей тонкости готового продукта (78,1% минус 0,074 мм) лабораторная мельница периодического действия, работавшая по принципу имитации замкнутого цикла, имела (см. рис. 115)

$$q_{74} = 0,35 + 0,05 \frac{(78,1 - 15,5)}{100} = 0,381 \text{ кг/л}\cdot\text{ч.}$$

Если, согласно рис. 116, для непрерывной установки при том же $\beta_{74} = 78,1\%$ принять $q_{74} = 0,526 \text{ кг/л}\cdot\text{ч.}$, то коэффициент перехода окажется равным

$$K = \frac{0,526}{0,381} = 1,38.$$

Повышение удельной производительности здесь обусловлено увеличением диаметра с $D_1 = 240 \text{ мм}$ до $D_2 = 417 \text{ мм}$. Обычно считают, что коэффициент перехода есть степенная функция отношения диаметров

$$K_D = \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^n. \quad (567)$$

Для определения показателя степени необходимо перейти к логарифмам. Из уравнения (567) имеем

$$n = \frac{\lg K_D}{\lg \frac{D_2}{D_1}}. \quad (568)$$

В данном случае $\lg KD = \lg 1,38 = 0,13$,

$$\text{а } \lg \left(\frac{D_2}{D_1}\right) = \lg \frac{417}{240} = \lg 1,74 = 0,2405.$$

Отсюда

$$n = \frac{0,139}{0,2405} = 0,58, \quad (569)$$

что довольно близко к теоретической величине

$$n = 0,5. \quad (570)$$

Последней мы будем пользоваться в дальнейших расчетах.

Приведенные на рис. 109, 110, 112 (сплошные линии), 114 и 115 данные относятся к малой лабораторной мельнице диаметром $D_1 = 240 \text{ мм}$ (объем $V = 8,7 \text{ л}$), а на рис. 113 и 112 (пунктирные линии) — к мельнице диаметром $D_2 = 300 \text{ мм}$ (объем $V = 14 \text{ л}$).

Для приведения первых к стандартному диаметру $D_2 = 300 \text{ мм}$ необходимо на основании формул (567) и (570) ввести переводной коэффициент

$$K_D = \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^{0,5} = \sqrt{\frac{300}{240}} = 1,12. \quad (571)$$

т. е. увеличить производительность на 12%.

ЛИТЕРАТУРА

1. Андреев С. Е. Наивыгоднейшее число оборотов шаровой мельницы. «Горный журнал», 1954, № 10.
2. Музейменек Ю. А. и др. Испытания модели шаровой мельницы. «Обогащение руд», 1961, № 5, стр. 39.

3. Андреев С. Е. О внутреннем трении в шаровой мельнице. «Горный журнал», 1961, № 2, стр. 67.
4. Крюков Д. К. Графоаналитический метод выбора формы профиля футеровочных плит шаровых мельниц. Изв. высш. уч. зав., серия «Горный журнал», 1959, № 4.
5. Э. В. Дэвис «Тонкое измельчение в шаровых мельницах». Сб. Механобра «Теория и практика дробления и тонкого измельчения». 1932.
6. Левенсон Л. Б. Машины для обогащения. Гостоптехиздат, 1934.
7. Осецкий В. М. Движение материала по вращающейся трубе с горизонтальной и наклонной осью. Сб. научн. тр. Московского горного института, 1937, вып. 3.
8. Канторович З. Б. Размольно-дробильные машины и грохота. ОНТИ, 1937, гл. VI, стр. 143.
9. Неронов Н. П. «Обогащение руд», 1960, № 2.
10. Теория и практика дробления и измельчения. Сб. Механобра, Л., 1932.
11. Rose H. E., Sullivan R. A. A treatise on the internal mechanics of Ball and Rod Mills. Conectable and Co. London, 1958.
12. Неронов Н. П. О расходе энергии в шаровой мельнице. Бюлл. «Обогащение руд», 1957, № 1.
13. Андреев С. Е. Наивыгоднейшее число оборотов шаровой мельницы. «Горный журнал», 1954, № 10; Тр. III научно-технической сессии института Механобр. Металлургиздат. 1955, стр. 275.
14. Лойцянский Л. Г. и Лурье А. П. Теоретическая механика, 1948, т. II, стр. 211.
15. Неронов Н. П. Механика шаровой мельницы. Зап. Лен. горн. ин-та, 1956, т. XXXIII, вып. № 3, стр. 37—53; О расходе энергии в шаровой мельнице. Бюлл. «Обогащение руд», 1957, № 1, стр. 12.
16. Сидяко П. М. Исследование работы барабанных мельниц. Диссертация. МИХМ, 1954.
17. Перов В. А. и Бранд В. Ю. Измельчение руд. Metallurgizdat, 1950.
18. Хукки Р. Т. Бюлл. «Обогащение руд», 1960, № 4, стр. 21.
19. Муйземек Ю. А. и др. Испытание модели шаровой мельницы. Бюлл. «Обогащение руд», 1961, № 5.
20. Товаров В. В. О методах расчета производительности барабанных мельниц и определения размалываемости материалов. Тр. Гипроцемента. Промстройиздат, 1953, вып. XVI.
21. Левенсон Л. Б. и Прейгерзон Г. И. Дробление и грохочение полезных ископаемых. Гостоптехиздат, 1940.
22. Таггарт. Основы обогащения руд (учебник) перевод. Metallurgizdat, 1957, стр. 418.
23. Нормы расчета и проектирования пылеприготовительных установок. Под ред. Кисельгофа М. Л. и Соколова Н. В. Госэнергоиздат, 1958.
24. ГОСТ 10141—62 на шаровые и стержневые мельницы.
25. Журавлев П. А. и Захаревич А. Ф. Наивыгоднейший режим шаровой мельницы. «Обогащение руд», 1958, № 1, стр. 63.
26. Gow A. M. and oth. Ball Milling. Trans. AIMME, 1935, v. 112, p. 24—28.
27. Хукки Р. Т. Обзор работ. Бюлл. «Обогащение руд», 1960, № 4, стр. 21.
28. Перов В. А. и Бранд В. Ю. Измельчение руд. Metallurgizdat, 1950, стр. 99—100.
29. Олевский В. А. Элементарная теория износа шаров в шаровой мельнице. Сб. Механобра «Измельчение и классификация», 1950.
30. Дэвис Э. В. Тонкое дробление в шаровых мельницах (перевод). Сб. Механобра «Теория и практика дробления и тонкого измельчения». Л., 1932.
31. Mörtsell. Ienkontors Appalar, 1940 v. 124, No. 1, p. 1—28.
32. Прентис Т. К. Износ шаров в цилиндрических мельницах. Техинформ. по обогащению. Техотдел НКЦМ. Metallurgizdat, 1944.
33. Разумов К. А. Рационализированное питание мельниц шарами. «Горный журнал», 1947, № 3., стр. 31.
34. Bond F. Mining Technology, 1940, v. 4, No. 3, Technic Publication, No. 1191 p. 12.
35. Бранд В. Ю. К вопросу износа шаров в мельницах. «Горный журнал», 1950, № 4, стр. 31.
36. Вериго К. Н. Дробильно-размольное оборудование (обзор). НТО Цветмет, М., 1956, стр. 151.
37. Андреев С. Е., Перов В. А. и Товаров В. В. Закономерности измельчения. Metallurgizdat, 1959.
38. Rozin P., Rammler E. Kornzusammensetzung dez Mahlgute in lichte Wahrscheinlichkeitslehre Colloid Zeitschrift, 1934, Heft 1, Band 67.
39. Ромадин В. П. Пылеприготовление. Госэнергоиздат, 1953.
40. Перов В. А. «Уравнение характеристик крупности». Диссертация. ЛГИ, 1947.
41. Олевский В. А. Характеристики крупности продуктов измельчения и классификации. Бюлл. «Обогащение руд», 1958, № 3.

42. Олевский В. А. Конструкция, расчет и эксплуатация механических классификаторов и гидроциклонов. Металлургиздат, 1960, стр. 70.
 43. Олевский В. А. Удельная поверхность продуктов измельчения. Бюлл. «Обогащение руд», 1960, № 6, стр. 2.
 44. Казеннов М. Н. и Егорова Н. А. Работа мельниц на фабрике ЮГОКа. «Обогащение руд», 1959, № 4.
 45. Келль М. Н. Влияние циркулирующей нагрузки на работу шаровых мельниц. Сб. Механобра «Измельчение и классификация», 1950.
 46. Митрофанов С. И. Исследование руд на обогатимость. Metallurgizdat, 1954, стр. 49.
 47. Тунцов А. Е. Изучение мокрого измельчения в лабораторных шаровых мельницах в открытом и замкнутом циклах. Сб. Механобра «15 лет на службе социалистического строительства», 1935.
 48. Олевский В. А. Конструкция, расчет и эксплуатация дробилок. Metallurgizdat, 1954, стр. 49.
 49. Левенсон Л. Б. и Прейгерзон Г. И. Дробление и грохочение полезных ископаемых. ГНТИ, 1940.
 50. Гальперин Н. И. и Полоцкий Л. М. Исследование процесса тонкого измельчения твердых материалов в вибрационной мельнице. «Химическое машиностроение», 1960, № 1, стр. 28.
 51. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик. Metallurgizdat, 1952.
 52. Олевский В. А. Технологические принципы регулирования мельниц и классификатора. Бюлл. «Обогащение руд», 1959, № 2.
 53. Разумов К. А. Зависимость производительности мельницы от циркулирующей нагрузки. «Горный журнал», 1949, № 6.
 54. Разумов К. А. Влияние на производительность мельницы эффективности работы классификатора и заполнение мельницы пульпой. Сб. Механобра «Обогащение полезных ископаемых», вып. 1, Metallurgizdat, 1952.
 55. Андреев С. Е. Содержание крупного класса в мельнице определяет ее производительность. Бюлл. «Обогащение руд», 1962, № 2.
 56. Ватсон А. В. Новые лабораторные мельницы Механобра. «Обогащение руд», 1961, № 1, стр. 45.
 57. Казенов М. Н. Методы исследования и оценка измельчаемости руд в шаровых мельницах. Диссертация. Институт Минцветметзолота, 1956.
 58. Федоров Б. Н. Новая измельчительная двухстадийная установка Механобра 103-Ус. Бюлл. «Обогащение руд», 1957, № 5, стр. 51.
-

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ МЕЛЬНИЦ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНЫХ ОТДЕЛЕНИЙ

ГЛАВА XI

РАСЧЕТ МЕЛЬНИЦ СУХОГО ПОМОЛА

§ 75. Стержневые мельницы для сухого помола

Стержневые мельницы сухого помола, как правило, работают в открытом цикле. На обогатительных фабриках сухой помол в стержневых мельницах применяется крайне редко. На одной из агломерационных фабрик для сухого помола (от 50 до 5 мм) крепкого известняка Еленовского месторождения была установлена стержневая мельница Уралмашзавода (с периферической разгрузкой) размерами $D_n \times L_n = 2100 \times 3000$. Для определения относительных показателей и переходных коэффициентов параллельно с испытаниями промышленной мельницы 2100×3000 производились опыты на малой стержневой мельнице полупромышленных размеров $D_n \times L_n = 600 \times 1200^*$. Техническая характеристика обеих мельниц приведена в табл. 44.

Таблица 44

Техническая характеристика полупромышленной и промышленной стержневых мельниц сухого помола

Показатели	Тип мельницы	
	промышленная	полупромышленная
Номинальные размеры $D_n \times L_n$, мм	2100 × 3000	600 × 1200
Размеры в свету $D \times L_0$, мм	1900 × 3100	600 × 1200
Рабочий объем V , м ³	8,8	0,34
Скорость вращения n , об/мин	15	35
Скорость вращения в долях от критической ϕ , %	50	64
Общий вес стержней G_c , т	21	0,824
Вес стержней, приходящийся на единицу объема мельницы, $\frac{G_c}{V}$, т/м ³	2,4	2,43
Коэффициент заполнения мелющими телами ϕ (приближенно), %	37	37
Диаметры применявшихся стержней, мм	100; 75	70; 60; 50; 35
Установочная мощность двигателя $N_{дв}$, квт	155	14
Потребляемая из сети мощность, квт	140	—

При испытаниях большой мельницы (см. табл. 44) было установлено, что удельная стержневая загрузка (отнесенная к единице полезного объема) не должна превышать $21 : 8,8 = 2,4$ т/м³, так как в противном случае уровень стержневой загрузки повышается настолько, что поступление материала из горловины в рабочее пространство мельницы затрудняется и подача питания должна быть прекращена. Эта же

* Исследования выполнены сотрудниками института Механобр Н. Е. Вагановым и Г. А. Чайкиной под руководством автора.

удельная загрузка ($2,4 \text{ т/м}^3$) оказалась предельной и для малой мельницы. Поэтому для стержневых мельниц можно рекомендовать в качестве нормальной удельную стержневую загрузку

$$\frac{G_c}{V} \leq 2,3 \text{ т/м}^3, \quad (572)$$

где G_c — вес стержней, т;

V — рабочий объем мельницы, м^3 .

При испытаниях промышленной мельницы размерами 2100×3000 были составлены смеси из стержней двух размеров ($D=100$ и 75 мм) в различных соотношениях. Для предварительных опытов применялись частично и стержни $D=50 \text{ мм}$, но при этом оказалось, что они быстро деформируются (изгибаются) и потому являются непригодными.

Производительность по исходному. Испытания показали, что чем больше в загрузке стержней $D=100 \text{ мм}$, тем выше производительность по исходному, но тем крупнее готовый продукт (табл. 45, рис. 117).

Таблица 45

Производительность стержневой мельницы (2100×3000) при различном соотношении стержней в смеси

Показатели	Серия				
	I	II	III	IV	V
Количество стержней $D=100 \text{ мм}$ в стержневой загрузке, %	0	9,8	19,6	40	52,7
То же, $D=75 \text{ мм}$, %	100	90,2	80,4	60	47,3
Средняя производительность по исходному Q , т/ч	16,4	16,7	19,0	20,9	22,0
Удельная производительность по исходному (средняя)					
$q = \frac{Q}{V}$, $\text{т/м}^3 \cdot \text{ч}$	1,86	1,90	2,16	2,38	2,50
Номер опыта на рис. 118	1	2	3	4	5

Крупность продукта. Характеристики крупности готовых продуктов, соответствующие опытам различных серий, изображены сплошными линиями на двойном логарифмическом графике (рис. 118). Все они представляют собой ломаные линии, состоящие из двух отрезков с различными углами наклона. Углы наклона отрезков систематически уменьшаются по мере увеличения производительности по исходному. В области средних классов этот угол лежит в пределах $\alpha_1 = 34-36^\circ$, в области крупных классов $\alpha = 40-44^\circ$.

Удельная производительность. На основе ситовых анализов может быть определена удельная производительность по вновь образованному мелкому классу. Обозначая ее через q_k имеем

$$q_k = q\beta, \quad (573)$$

где q — удельная производительность по исходному;

β — содержание того или иного мелкого класса в готовом продукте.

Так, например, в опыте № 1 содержание класса $0,5-0 \text{ мм}$ составило $\beta_k = 56,5\%$ (см. рис. 118), а удельная производительность по исходному была равна $q=1,86 \text{ т/м}^3$ (см. табл. 45). Отсюда удельная производительность по классу $0,5-0 \text{ мм}$

$$q_k = q_{0,5-0} = 1,86 \frac{56,5}{100} = 1,05 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

Сопоставляя значение этого показателя по различным опытам, можно убедиться в том, что он колеблется в пределах от 1,05 до $0,99 \text{ т/м}^3$ и в среднем составляет

$$q_{0,5-0} = 1,02 \pm 0,03 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}. \quad (574)$$

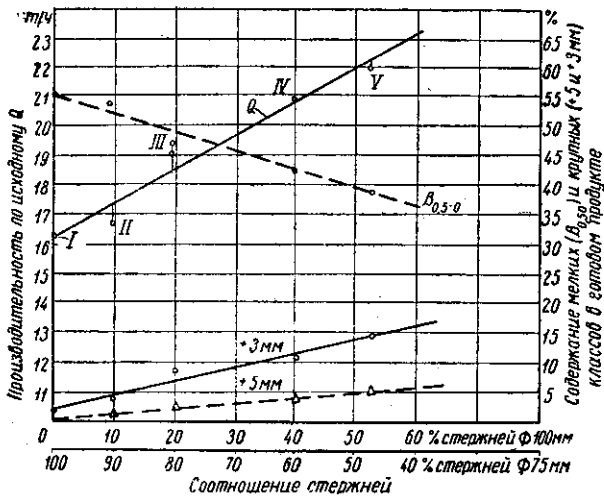


Рис. 117. Зависимость производительности мельницы и крупности продукта от соотношения стержней в смеси (стержневая мельница сухого помола 2100 × 3000)

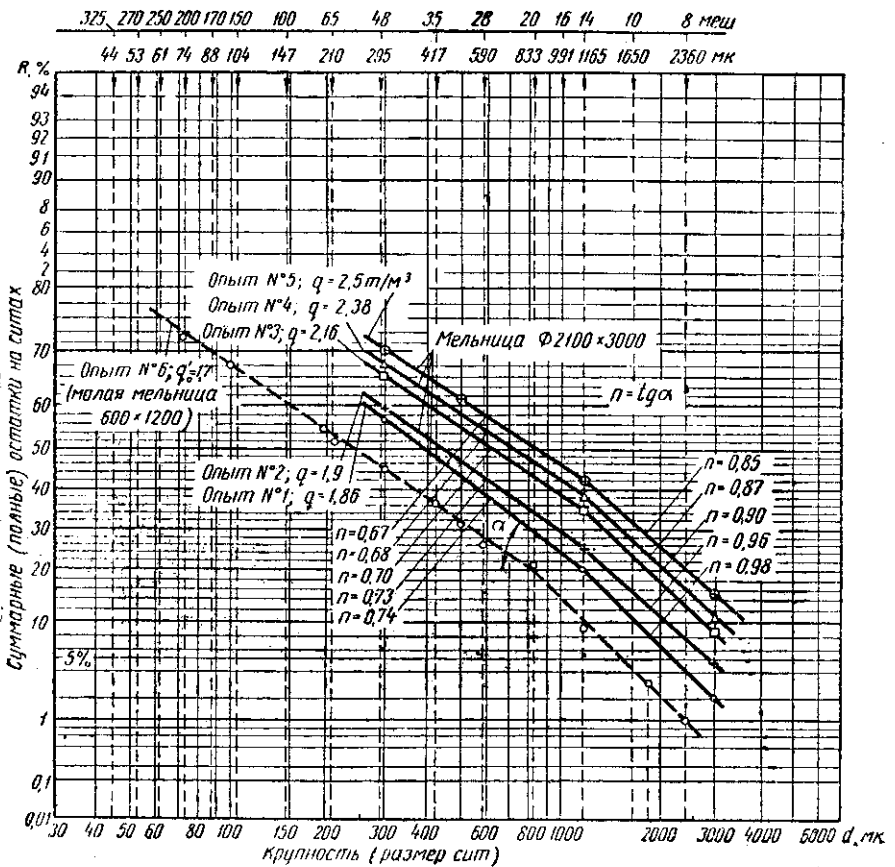


Рис. 118. Характеристики крупности известняка, измельченного в стержневой мельнице при разной производительности

Тот же вывод подтверждается и для некоторых других близких классов. Однако это правило не имеет силы для крупных классов, например 2—0 или 3—0 мм, так как удельная производительность по вновь образованному крупному классу оказалась зависящей от общей нагрузки. С другой стороны, определение удельной производительности по самым мелким классам (мельче 0,25—0 мм) будет также неправильным, так как выход таких классов весьма незначителен.

Средние показатели удельной производительности по вновь образованным мелким классам приведены в табл. 46.

Влажность. Влияние влажности исходного продукта показано на рис. 119, на котором изображены результаты опытов в малой стержневой мельнице размерами 600×1200. Измельчался известняк исходной крупностью 25—0 мм при различном содержании влаги. Из этой диаграммы видно, что сухое измельчение влажного материала становится тем менее экономичным, чем больше его влажность. Так, известняк, поступающий на измельчительную установку, содержит обычно 2,5—3% влаги. В этих условиях производительность мельницы снижается до 70—65%.

Одновременно с понижением производительности несколько повышается содержание мелких классов в готовом продукте, как это показывает рис. 119, где кривая $\beta_{0,5-0}$ характеризует выход мелочи 0,5—0 мм при изменении влажности исходного. Начальное повышение влажности от 0 до 3% почти не отражается на выходе этого класса, и он остается практически постоянным ($\beta_{0,5-0} \approx 61\%$). Но по мере дальнейшего увлажнения материала содержание мелочи в продукте измельчения медленно повышается.

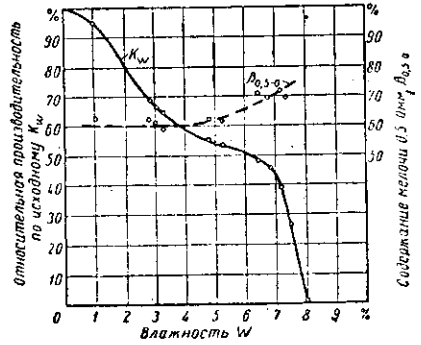


Рис. 119. Влияние влажности известняка на производительность стержневой мельницы и содержание мелочи в готовом продукте

Таблица 46

Средняя удельная производительность по вновь образованным классам

Показатели	Класс крупности готового продукта, мм					Производительность по исходному, т/м³
	1,17—0	0,83—0	0,5—0	0,42—0	0,3—0	
Средняя удельная производительность мельницы 2100×3000 по вновь образованному классу при влажности известняка 3% $q'_k = q_0 \beta_k$, т/м³·ч	1,46	1,27	1,02	0,96	0,77	q_0 — от $\approx 1,86$ до 2,5
То же, для малой мельницы 600×1200 при влажности 1% $q'_k = q_0 \beta'$	1,54	1,39	1,17	1,09	0,88	$q'_0 = 1,7$
То же, для малой мельницы при влажности 3% (расчетная) $q''_k = 0,7 q'_k$	1,08	0,97	0,82	0,76	0,61	$q''_0 = 1,2$
Отношение $K = \frac{q_k}{q''_k}$	1,35	1,31	1,25	1,26	1,26	—

Влажность играет существенную роль в процессе пылеобразования. Воздушно-сухой известняк (влажностью около 1%) при разгрузке мельницы сильно пылит, однако интенсивность пылеобразования

быстро уменьшается по мере увеличения влажности и пылевыведение практически прекращается совершенно, когда она достигает примерно 2,5—3%. На этом основании можно считать, что для создания удовлетворительных санитарно-гигиенических условий труда обслуживающего персонала целесообразно поддерживать влажность на уровне 2,5—3% путем искусственного замачивания известняка, если он поступает на фабрику сухим или с меньшей влажностью.

Коэффициенты перехода. Для определения коэффициентов перехода от малых стержневых мельниц сухого помола к большим была проведена серия сравнительных опытов № 6.

На рис. 118 пунктирная ломаная, относящаяся к опыту № 6, характеризует продукт, полученный при измельчении в малой мельнице размерами 600 × 1200 воздушно-сухого известняка ($w = 1\%$) крупностью 50—0 мм при удельной производительности $q'_0 = 1,7 \text{ т/м}^3$ по исходному (последняя соответствует максимальной пропускной способности малой стержневой мельницы при работе на крупном известняке 50—0 мм).

Принимая $q'_0 = 1,7 \text{ т/м}^3$ и определяя β по графику, находим удельную производительность малой мельницы по вновь образованному классу

$$q'_k = q'_0 \beta. \quad (575)$$

Значения этого показателя приведены в табл. 46.

Однако найденные значения не могут быть непосредственно сопоставлены с предыдущими (q_k), так как оба они относятся к различной влажности исходного. Для возможности сопоставления следует внести поправку на влажность.

По поводу характеристик крупности можно, как это установлено опытами другой серии, считать, что здесь внесение поправки не требуется, так как при небольшом изменении влажности (в пределах от нуля примерно до 4%) характеристика практически не изменяется (см. кривую $\beta_{0,5-0}$ на рис. 119). Следовательно, для определения содержания мелких классов в готовом продукте (β) при влажности $w = 3\%$ можно пользоваться той же пунктирной ломаной рис. 118, что и для $w = 1\%$.

Что касается общей и удельной производительности по исходному, то она при переходе на более влажный исходный материал ($w = 3\%$) понизится существенным образом. Как видно по кривой K_w (рис. 119), коэффициент перехода от воздушно-сухого известняка ($w = 1\%$) к влажному ($w = 3\%$) можно принять равным

$$K_w = \frac{66}{95} \approx 0,7.$$

Следовательно, при сравниваемых условиях ($w = 3\%$) удельная производительность малой мельницы по исходному должна составить только

$$q''_0 = K_w q'_0 = 0,7 \cdot 1,7 = 1,2 \text{ т/м}^3. \quad (576)$$

В третьей строке табл. 46 приведена удельная производительность по вновь образованным мелким классам (q''_k), рассчитанная для малой мельницы по формуле, в которую введена эта поправка на влажность,

$$q''_k = q''_0 \beta. \quad (577)$$

где $q''_0 = 1,2 \text{ т/м}^3$;

β — содержание того или иного мелкого класса в готовом продукте.

Показатель q_k'' уже сопоставим с первым (q_k). В последней строке табл. 46 помещены значения коэффициента K , дающего отношение между ними. Как видно из полученных данных, устойчивый коэффициент перехода обнаруживается для классов 0,5—0; 0,42—0 и 0,3—0 мм, для которых он равен в среднем

$$K = 1,26.$$

Для более крупных классов этот коэффициент уже отличается от найденного значения.

Устойчивость коэффициента K , рассчитанного по классу 0,5—0 или 0,3—0 мм, свидетельствует о том, что сравнение работы стержневых мельниц сухого помола может основываться на таком показателе, как удельная производительность по вновь образованным классам от 0,5—0 до 0,3—0 мм, но не выше и не ниже.

Переходя к анализу найденного коэффициента перехода ($K=1,26$), учитываем, что он определяет отношение удельных производительностей большой и малой мельниц при одинаковой исходной и конечной крупности продукта, одной и той же его влажности и одинаковом коэффициенте заполнения мельницы стержнями, но при различных абсолютных размерах сравниваемых мельниц и различной скорости вращения (см. табл. 44).

На этом основании, допуская в качестве первого приближения, что удельная производительность прямо пропорциональна скорости вращения и отношению диаметров, взятому в некоторой степени n , имеем

$$K = \frac{\psi}{\psi'} \left(\frac{D}{D'} \right)^n, \quad (578)$$

где $\psi = 50$ — относительная скорость вращения большой мельницы, %;

$\psi' = 64$ — то же, малой мельницы, %;

$D = 1,9$ — диаметр в свету большой мельницы, м;

$D' = 0,6$ — диаметр малой мельницы, м.

Подставляя в эту формулу значения буквенных величин и решая полученное уравнение относительно $\left(\frac{D}{D'} \right)^n$, получаем

$$\left(\frac{D}{D'} \right)^n = K \left(\frac{\psi'}{\psi} \right) = 1,26 \frac{64}{50} = 1,61$$

или (после подстановки размеров D и D')

$$\left(\frac{1,9}{0,6} \right)^n = (3,17)^n = 1,61.$$

Логарифмируя обе части равенства, найдем

$$n = \frac{\lg 1,61}{\lg 3,17} = \frac{0,21}{0,5} \approx 0,4. \quad (579)$$

Таким образом, показатель степени оказался несколько меньше часто принимаемого значения $n_0 = 0,5$, т. е. правило перехода «по корню квадратному» требует применительно к стержневым мельницам сухого помола введения некоторой поправки.

Влияние крупности исходного питания. Опыты по определению роли крупности исходного питания привели к следующим выводам.

При измельчении в малой мельнице воздушно-сухого известняка исходной крупностью 50—0 мм (начальное содержание мелочи 0,5—0 мм около $\alpha_{0,5} = 1\%$) была достигнута максимальная удельная производительность по исходному $q_0' = 1,7$ т/м³, а считая по вновь образованному классу 0,5—0 мм, получено $q'_{0,5} = q_0(\beta_{0,5} - \alpha_{0,5}) = 1,7(70 - 1) = 1,17$ т/м³·ч, где $\beta_{0,5} = 70\%$ — содержание мелочи в готовом продукте.

Сравнительные опыты измельчения в той же мельнице более мелкого исходного известняка крупностью 25—0 мм (с начальным содержанием мелочи $\alpha_{0,5} = 15\%$), но с примерно одинаковым ситовым анализом готового продукта показали, что удельная производительность по исходному возрастает, достигая $q_0 = 2,06 \text{ т/м}^3$. Отношение составляет

$$\frac{q_0}{q_0} = \frac{2,06}{1,7} = 1,21.$$

Вместе с тем удельная производительность, рассчитанная по вновь образованному мелкому классу (0,5—0 мм) согласно формуле

$$q_{0,5} = q_0 (\beta_{0,5} - \alpha_{0,5}),$$

составила всего

$$q_{0,5} = 2,06 (70 - 15) = 1,13 \text{ т/м}^3, \quad (580)$$

т. е. практически осталась без изменения (так как в первом случае $q'_{0,5} = 1,17 \text{ т/м}^3$). Следовательно, удельная производительность стержневой мельницы сухого помола, рассчитанная по вновь образованному мелкому классу 0,5—0 мм, почти не зависит от крупности исходного известняка и является величиной, характерной для данной мельницы. Необходимо лишь сделать оговорку, что приведенный вывод относится только к наибольшей достигаемой на данной мельнице производительности по вновь образованному классу 0,5—0 мм, причем последняя не всегда совпадает с максимальной общей нагрузкой, а зависит от крупности исходного питания.

Максимальная производительность по вновь образованному классу 0,074—0 мм в отличие от $q_{0,5-0}$ не остается постоянной при перемене крупности исходного питания. Так, при исходной крупности 50—0 мм максимум $q_{74} = 0,5 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$, а при крупности 25—0 мм он повышается до $q_{74} = 0,6 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$. Таким образом, более «устойчивым» остается показатель $q_{0,5-0}$, по которому и следует рассчитывать стержневую мельницу сухого помола.

Результаты испытаний стержневых мельниц сухого помола приводят к следующим выводам.

1. Нормальной удельной стержневой загрузкой (на единицу рабочего объема мельницы) следует считать

$$\frac{G_c}{V} \approx 2,3 \text{ т/м}^3.$$

2. Для первоначальной загрузки промышленных мельниц следует применять стержни диаметром 100 и 75 мм (но не менее).

Соотношение тех и других в смеси зависит от требующейся производительности и крупности готового продукта: чем больше в смеси крупных стержней, тем выше производительность мельницы, но тем крупнее продукт измельчения (см. табл. 45 и рис. 117).

3. Характеристики крупности готовых продуктов имеют (на двойной логарифмической сетке) вид ломаных, состоящих из двух отрезков, причем в области крупных классов угол наклона отрезков больше, чем в области мелких классов (см. рис. 118). Для первых угол наклона находится в пределах 40—44°, а для вторых — в узких границах $35 \pm 1^\circ$.

4. Влажность исходного материала играет весьма важную роль: максимальная производительность (по исходному) резко падает по мере повышения влажности (см. рис. 119).

5. Пылеобразование практически прекращается при влажности 2,5—3%.

6. Наиболее надежным показателем работы мельницы следует считать удельную производительность ($q_{0,5}$), рассчитанную по вновь образованному классу 0,5—0 мм (или 0,3—0 мм, но не ниже).

Этот показатель почти не зависит ни от общей производительности мельницы, ни от крупности исходного (по крайней мере, если последняя находится в пределах от 50—0 до 25—0 мм), а определяется только размерами мельницы и твердостью материала.

Менее характерным следует считать удельную производительность по вновь образованному классу 0,074—0 мм.

7. Удельную производительность стержневой мельницы на крепком известняке, считая по вновь образованному классу 0,5—0 мм, можно ориентировочно определить по формуле

$$q_{0,5} = 1,7 K_{\text{изм}} K_w K_\psi K_D, \text{ м/м}^3 \cdot \text{ч}, \quad (581)$$

где $K_{\text{изм}}$ — поправка на измельчаемость (для известняка $K_{\text{изм}}=1$; для других материалов определяется опытным путем);

K_w — поправочный коэффициент на влажность (определяется по рис. 119);

K_ψ — то же, на скорость вращения; в первом приближении

$$K_\psi = \frac{\psi}{50}, \quad (582)$$

K_D — то же, на диаметр мельницы; приближенно

$$K_D = \left(\frac{D_0}{1,9} \right)^n, \quad (583)$$

где $n=0,4$.

§ 76. Шаровые мельницы для сухого помола, работающие в открытом цикле

Работающие по принципу открытого цикла многокамерные шаровые мельницы относительно большой длины типа трубных нашли широкое применение в цементной промышленности, где они используются для измельчения и перемешивания сырья (когда мельницы работают на увлажненной массе), а также для сухого помола клинкера на цемент и размола угля. Методика их расчета разработана Гипроцементом (В. В. Товаров и др.).

Основным показателем, характеризующим крупность готового продукта измельчения, здесь принято считать R_{88} — процентный остаток на сите 0,088 мм (88 мк) *. Чем тоньше продукт помола, тем меньше этот остаток. Он нормируется стандартами на цементы различных марок и может изменяться в пределах от нескольких десятых долей процента до $R_{88} = 15—20\%$.

Между конечной крупностью продукта и удельной поверхностью наблюдается корреляционная связь; такая же связь наблюдается между удельной поверхностью и удельным расходом энергии. Таким образом, в конечном счете удельный расход энергии связан с крупностью продукта. Если охарактеризовать крупность показателем $R_{88}, \%$; то, обозначая удельную поверхность через $S_0 (\text{см}^2/\text{г})$, а удельный расход энергии через E , можно вести расчет мельницы по следующим вариантам.

1. На основе лабораторных испытаний составляется «график размальваемости», с помощью которого устанавливается непосредственное соотношение между удельным расходом энергии E и остатком на сите 88 мк:

$$E = f_1(R_{88}), \text{ квт} \cdot \text{ч/т}. \quad (584)$$

* В последнее время нормирующим считают сито 0,090 мм (90 мк) и потому определяют остаток R_{90} .

По найденному показателю E и известной или вычисленной «полезной мощности» мельницы N_0 (квт) находят производительность Q , при которой обеспечивается получение продукта с заданным остатком R_{88} :

$$Q = \frac{N_0}{E}, \text{ т/ч.} \quad (585)$$

Если не имеется непосредственных лабораторных данных, устанавливающих зависимость $E=f_1(R_{88})$, то расчет ведется по удельной поверхности S_0 . В этом случае должны быть известны две опытные кривые или два уравнения, полученные на основе экспериментов, именно:

$$E = f_2(S_0); \quad (586)$$

$$S_0 = f_3(R_{88}), \quad (587)$$

с помощью которых устанавливается удельный расход энергии E .

Первая зависимость $E=f_2(S_0)$ обычно дается в виде опытных графиков для различных материалов (рис. 105).

Что касается второго соотношения $S_0=f_3(R_{88})$, то для него также может быть использован тот или иной опытный график (см. рис. 105).

2. При отсутствии опытных данных о корреляционной связи между удельной поверхностью S_0 и показателем крупности R_{88} может быть использована ранее выведенная приближенная теоретическая формула (см. § 55), основанная на предположении, что характеристика крупности подчиняется упрощенному показательному уравнению (т. е. уравнению Розина—Раммлера, в котором показатель степени $n=1$). По этой формуле с учетом «коэффициента формы» удельная поверхность

$$S_0 = K_\Phi \frac{2,302 \cdot 18 \cdot 10^4}{\delta d_k} \lg \left(\frac{d_k}{5,37} \right), \text{ см}^2/\text{г}, \quad (588)$$

где K_Φ — поправочный коэффициент, учитывающий отклонение зерен от шарообразной формы, а также отклонение углового показателя n от единицы (для цементного клинкера согласно рис. 95, коэффициент формы $K_\Phi=1,6$);

d_k — номинальная (или расчетная) крупность материала, т. е. размер сита (мк), на котором остаток равен точно 5%.

δ — удельный вес материала в массиве, кг/л (для цемента $\delta=3,04$ кг/л).

Для перехода от заданного остатка R_{88} к показателю d_k служит формула (382)

$$\lg \frac{100}{R_{88}} = \frac{115}{d_k}. \quad (589)$$

Это соотношение выведено также на основе предположения, что гранулометрический состав измельченного продукта подчиняется упрощенному показательному уравнению (Розина—Раммлера с показателем степени $n=1$), в результате чего характеристика крупности изображается на двойной логарифмической сетке прямой линией, образующей с осью абсцисс угол $\alpha=45^\circ$.

После того как по заданному остатку R_{88} определена расчетная крупность d_k и удельная поверхность S_0 , по ранее приведенной диаграмме В. В. Товарова (см. рис. 97) может быть найден удельный расход энергии E (квт·ч/т), необходимый для доведения материала до требуемого значения S_0 .

Далее, если заданы размеры мельницы сухого помола $D \times L$, известно число оборотов в минуту n и коэффициент заполнения ϕ , то теоре-

тическая полезная мощность может быть определена по формуле Товарова (527)

$$N = 0,2VDn \left(\frac{G_{ш}}{V} \right)^{0,8}, \text{ квт},$$

где V — объем мельницы, m^3 .

$G_{ш}$ — вес шаров, т.

Наконец, расчетная производительность по исходному найдется как частное [см. формулу (529)]

$$Q = \eta \frac{N_0}{E}, \text{ т/ч.}$$

η — поправочный коэффициент; для однокамерной мельницы (работающей в замкнутом цикле с воздушными сепараторами) $\eta = 1,25-1,30$; для двухкамерной открытого цикла $\eta = 0,9$; для четырехкамерной $\eta = 1$;

§ 77. Шаровые мельницы сухого помола, работающие в замкнутом цикле с воздушными сепараторами

Согласно «Нормам расчета и проектирования пылеприготовительных установок», составленным Всесоюзным теплотехническим институтом совместно с Центральным котлотурбинным институтом [2], полная производительность (по исходному и готовому продукту) мельницы замкнутого цикла рассчитывается по следующей формуле (516)

$$Q = 0,1K_{л.о} D^{2,4} L n^{0,8} \varphi^{0,6} \frac{K_{вл1} K_{вл2} K_{бр}}{K_{др} K_{90}},$$

где $K_{л.о}$ — коэффициент размолоспособности (лабораторный относительный) по шкале ВТИ;

D — внутренний диаметр барабана, м;

L — его длина, м;

n — скорость вращения мельницы (абсолютная), об/мин;

φ — коэффициент заполнения мельницы шарами и рудой (в долях единицы); при расчете этого параметра насыпной вес принимается $\gamma = 4,9 \text{ т/м}^3$.

В числитель формулы входят следующие поправочные коэффициенты:

$K_{вл1}$ — учитывающий влияние влажности размалываемого материала;

$K_{вл2}$ — коэффициент для перевода веса материала со средней влажностью на сухой вес;

$K_{бр}$ — коэффициент, учитывающий форму брони и степень ее износа.

В условиях рудообогатительных установок все три перечисленных сейчас поправочных коэффициента близки к единице и потому при ориентировочных расчетах их можно в формулу не вводить.

Поправочные коэффициенты, входящие в знаменатель формулы (516), имеют следующие значения.

Коэффициент $K_{др}$ учитывает крупность исходного питания, которая должна быть охарактеризована остатком на сите с квадратными ячейками $5 \times 5 \text{ мм}$. Обозначая этот остаток через R_5 , определяем $K_{др}$ по формуле

$$K_{др} = 1,23 - 0,145 \ln \frac{100}{R_5},$$

а после перехода от натуральных логарифмов к десятичным — по уравнению

$$K_{др} = 1,23 - 0,334 \lg \frac{100}{R_5}.$$

Значения коэффициента $R_{др}$ приведены в табл. 47.

Поправка на крупность питания $K_{др}$

Остаток на сите 5 мм $R_5, \%$	10	20	30	47	70	90
Поправочный коэффициент на крупность дробленого продукта $K_{др}$	0,9	1,0	1,05	1,10	1,15	1,20

Второй входящий в знаменатель коэффициент K_{90} учитывает изменение производительности мельницы в зависимости от тонкости продукта измельчения, которая характеризуется суммарным остатком на сите 90 мк (R_{90}). Согласно «Нормам» поправочный коэффициент K_{90} равен корню из натурального логарифма обратной величины остатка:

$$K_{90} = \sqrt{\ln \frac{100}{R_{90}}}$$

Исходная формула (516) справедлива в следующих пределах значений параметров:

Диаметр барабана в пределах, м	$D = 1,7$ до 3
Отношение длины мельницы к диаметру	$\frac{L}{D} = 1,5$ до $2,0$
Заполнение мельницы шарами	$\varphi = 0,04$ до $0,28$
Скорость вращения в долях критической, $\psi = \frac{n}{n_{кр}}$	$= 0,60$ до $0,80$
Коэффициент размолосопособности	$K_{л. о.} = 0,9$ до $2,0$
Остаток на сите 90 мк	$R_{90} = 4$ до 50%

ГЛАВА XII

РАСЧЕТ СТЕРЖНЕВЫХ МЕЛЬНИЦ МОКРОГО ПОМОЛА

§ 78. Применение стержневых мельниц мокрого помола в схемах измельчения

При составлении технологической схемы измельчительных операций фабрики тип мельниц, предназначенных для каждой стадии и приема, выбирают в соответствии с двумя заданными показателями: проектируемой крупностью подаваемой в мельницу руды и требующейся крупностью готового продукта, а размеры мельницы — в соответствии с требующейся производительностью.

Стержневая мельница по сравнению с шаровой несколько менее чувствительна к крупности исходного питания и потому — при прочих равных условиях — в стержневую мельницу может быть загружена более крупная руда, например 40—0 мм или даже 50—0 мм.

Для шаровых мельниц такая крупность нежелательна, так как производительность их при переходе на крупное питание резко снижается. Поэтому для шаровых мельниц крупность подаваемой руды ограничивают обычно более низким пределом: $d_0 = 20$ или 25 мм.

Далее «Стержневая мельница, — как указывает проф. К. А. Разумов, — дает высокую производительность при измельчении руды до крупности 3—0 или 1—0 мм, но она не может эффективно работать, когда требуется получить более мелкий конечный продукт» [3, стр. 321].

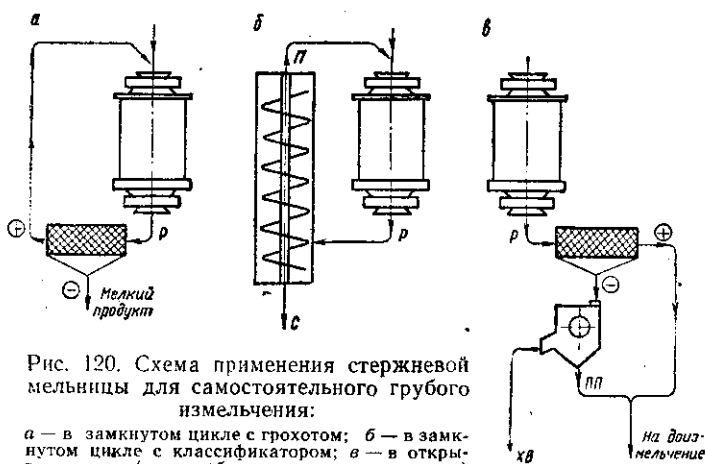
Таким образом, область применения стержневых мельниц мокрого помола ограничивается «грубым» измельчением, не ниже 0,8 мм, когда содержание расчетного мелкого класса 0,074 мм в гото-

вом продукте не превышает $\beta_{74} = 25\%$. Так, на флотационных и магнито-обогащительных фабриках чаще всего стержневые мельницы выдают продукт с расчетной крупностью $d_0 \approx 1$ мм (с содержанием около $\beta_{74} \approx 20\%$) или даже крупностью $d_0 = 1,4$ мм (когда $\beta_{74} \approx 15\%$); на фабриках, обогащающих гравитационными способами руды редких металлов, крупность продукта стержневых мельниц доходит до 2—3 мм (содержание расчетного класса $\beta_{74} \approx 10\%$).

Стержневые мельницы находят себе применение в двух случаях: для выполнения самостоятельной измельчительной операции, когда готовый продукт непосредственно поступает в обогащение, и для подготовительного грубого измельчения, после которого продукт стержневой мельницы подается на тонкое измельчение в шаровую мельницу.

А. Измельчение в стержневых мельницах как самостоятельная операция

Стержневая мельница как самостоятельный агрегат измельчения применяется для работы в замкнутом цикле с классифицирующим аппаратом (рис. 120, а и б) или для работы в открытом цикле (рис. 120, в).



В качестве классифицирующего устройства применяется грохот, реже — механический классификатор.

Примером применения первого варианта (рис. 120, а) могут служить некоторые фабрики для обогащения руд редких металлов, где измельчение ведется с целью получения сравнительно крупных конечных продуктов и при этом стремятся всемерно избегать переизмельчения руды. В этом случае мельницу часто сопрягают в один агрегат с грохотом, обладающим высокой точностью разделения по заданной крупности, благодаря чему мелкие классы практически не возвращаются в мельницу, так как полностью отсеваются на сите грохота. Такая схема особенно эффективна при измельчении руд, содержащих крупновкрапленные тяжелые минералы, например сульфиды меди или никеля, некоторые минералы, содержащие олово, свинцовый блеск, самородное золото и т. п. При надлежаще подобранном размере ячеек сита вскрытые мельницей мелкие зерна полезных тяжелых минералов полностью уходят в подрешетный продукт грохота, т. е. быстро выводятся из процесса и без переизмельчения направляются в дальнейшие операции обогащения (отсадка, концентрация на столах и т. д.).

В тех случаях, когда необходимо грубое измельчение, но при этом нет опасности переизмельчения материала (крупная вкрапленность),

стержневая мельница сопрягается в замкнутом цикле и с классификатором (см. рис. 120, б). Однако в настоящее время эта схема применяется крайне редко.

Примером второго варианта открытоциклового измельчения в стержневых мельницах как самостоятельной операции может служить схема, изображенная на рис. 120, в. В последнее время она получила распространение на фабриках для обогащения магнетитовых руд. По этой схеме железосодержащая дробленая руда проходит грубое измельчение в стержневой мельнице, разгрузка которой, контролируемая грохотом, подается непосредственно на первичный магнитный сепаратор, выполняющий предварительную операцию — выделение отвальных хвостов (в количестве около 20—30%). Получаемая магнитная фракция представляет собой промпродукт, идущий далее на измельчение в шаровой мельнице. К нему присоединяется надрешетный продукт грохота. Такая схема, по мнению некоторых обогатителей, имеет преимущества перед применявшейся ранее схемой, при которой разгрузка стержневой мельницы целиком направлялась на доизмельчение, минуя магнитную сепарацию, так как предварительное выделение отвальных хвостов (по схеме рис. 120, в) позволяет уменьшить количество доизмельчаемого в дальнейшем продукта на 20—30%, что отвечает принципу «не дробить и не измельчать ничего лишнего».

Примером применения рассматриваемой схемы (рис. 120, в) может служить фабрика ЮГОК-II (см. § 83).

Б. Грубое измельчение в стержневых мельницах как предварительная операция

Переходя к случаю измельчения в стержневой мельнице как подготовительной операции, когда выдаваемый стержневой мельницей грубый продукт подвергается непосредственному (без обогащения) доизмельчению в шаровых мельницах, можно отнести применяемые схемы к одному из следующих трех основных вариантов.

вариант I — стержневая мельница (предшествующая шаровой) работает в открытом цикле (рис. 121);

вариант II — стержневая мельница работает в замкнутом цикле с классификатором (рис. 122);

вариант III — стержневая мельница работает в полузамкнутом цикле (рис. 123).

Общим для всех вариантов является то, что мельницы обоих приемов и связанные с ним классификаторы образуют по существу один комплексный агрегат, подготовляющий руду к обогащению.

В качестве примеров, иллюстрирующих вариант I, на рис. 121 изображены три различных подварианта (схемы), где во всех случаях продукт первого приема не возвращается в стержневую мельницу, а направляется на доизмельчение в шаровую. Здесь возможна непосредственная подача продуктов в шаровую мельницу, работающую, в свою очередь, в замкнутом цикле (рис. 121, а). Применяется также подача через классификатор. В последнем случае мельница второго приема (шаровая) может работать как в открытом цикле (рис. 121, б), так и в замкнутом (рис. 121, в).

По схеме рис. 121, а работают, например, новые меднообогатительные фабрики «Изабелла» и «Лондон» (Копперхилл, США). Разгрузка стержневой мельницы направляется непосредственно в шаровую (второй прием), работающую в замкнутом цикле с вибрационным чашевым классификатором (получившим за рубежом название гидроосциллятора). Слив его имеет $\beta_{74} = 53\%$ (т. е. характеризуется содержанием 53% класса минус 0,074 мм) [4].

Конкретным примером применения схемы по рис. 121, б может служить Оленегорская обогатительная фабрика [5, 6], где установлены стержневые мельницы 2700×3600 . Разгрузка стержневой мельницы (75—78% твердого) содержит в среднем 6,4% класса плюс 1,6 мм и 13,3% класса минус 0,074 мм. Этот продукт направляется в двухспиральный классификатор $D = 2000$ мм, где выделяется слив (с содержанием 33,5% класса минус 0,074 мм), поступающий далее в магнитную сепарацию. Пески классификатора подаются в шаровую мельницу с решеткой (2700×3600), работающую, как уже упоминалось, в открытом цикле. Продукт доводится в ней до содержания 15,8% класса минус 0,074 мм и присоединяется к сливу классификатора (вместе с

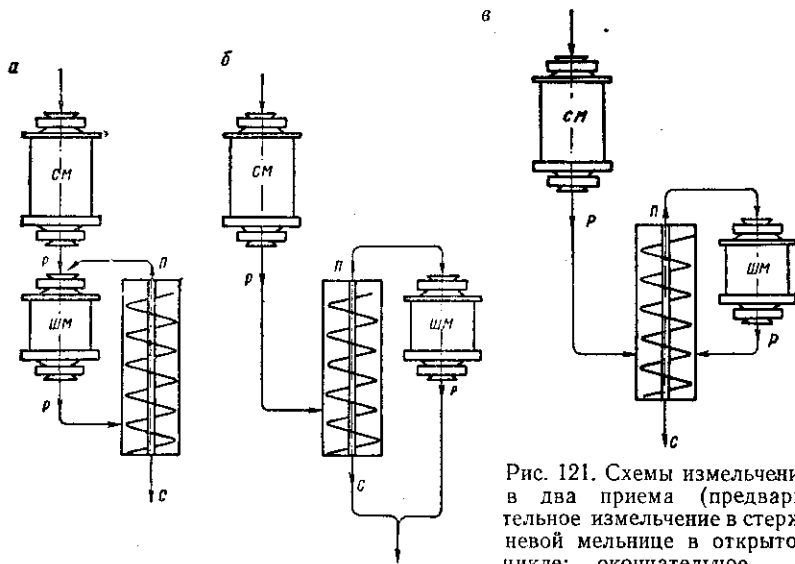


Рис. 121. Схемы измельчения в два приема (предварительное измельчение в стержневой мельнице в открытом цикле; окончательное — в шаровой мельнице):

а — разгрузка стержневой мельницы подается непосредственно в шаровую, работающую в замкнутом цикле; *б* — разгрузка стержневой направляется в классификатор, песками которого питается шаровая мельница открытого цикла; *в* — то же, но с замыканием цикла шаровой мельницы

песками в шаровую мельницу подаются на доизмельчение также промежуточные продукты обогатительных отделений). В виде слива стержневой мельницы выделяется около 20—25% измельченного продукта, остальное выдается шаровой мельницей.

Открытый цикл в обоих приемах измельчения принят на Оленегорской фабрике по тем соображениям, чтобы свести к минимуму переизмельчение содержащихся в руде хрупких гематитовых зерен.

По схеме рис. 121, в работает фабрика Новокриворожского комбината (НКГОК), где разгрузка стержневых мельниц 3200×4500 поступает в двухспиральные классификаторы $D = 2400$, в замкнутом цикле с которыми работают шаровые мельницы 3600×4000 .

Разгрузка стержневой мельницы содержит около 20%, а окончательный продукт — слив классификаторов, идущий в магнитную сепарацию, — до 55% класса минус 0,074 мм [7].

По такой же точно схеме (рис. 121, в) работает обогатительная фабрика Красноуральского медеплавильного завода [8]. В стержневой мельнице 2135×4600 руда доводится до содержания 28—29% класса минус 0,074 мм. Разгрузка этой мельницы (к которой присоединяется небольшое количество промпродукта из флотационного отделения) поступает в речный классификатор 2440×8100 . Пески классификатора направляются в шаровую мельницу 1830×3050 , работающую в замк-

нутом цикле с этим же классификатором. Слив его содержит 55—59% класса минус 0,074 мм.

Схема по рис. 121, в принята как типовая на новых железобогатительных фабриках США. Таковы, например, фабрики «Гумбольдт» и «Рипаблик» (штат Мичиган, США) [4]. Измельчением в два приема гематитовая руда готовится к флотации. Разгрузка стержневой мельницы 2700 × 3600 направляется в вибрационный чашеый классификатор (гидросциллятор, диаметр чаши 4250 мм), в замкнутый цикл с которым соединена шаровая мельница типа «Трикон» размерами 3350 × 915 × 1830 × 3050. Слив, идущий во флотацию, содержит 1—2% класса плюс 0,3 мм (расчетная крупность разделения 0,2 мм) и около

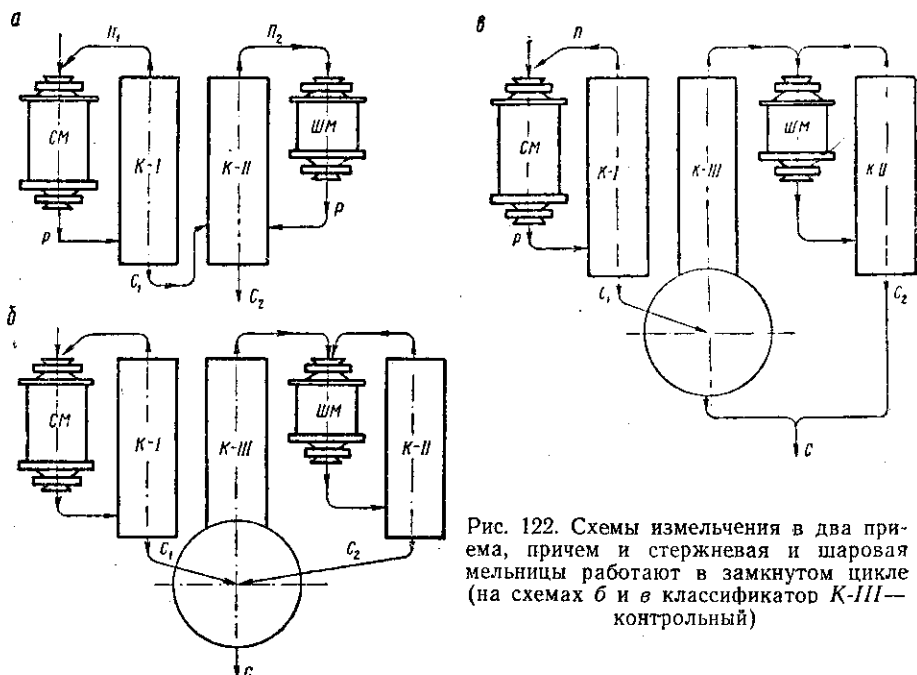


Рис. 122. Схемы измельчения в два приема, причем и стержневая и шаровая мельницы работают в замкнутом цикле (на схемах б и в классификатор К-III—контрольный)

65% минус 0,074 мм. При первоначальной скорости вращения, составляющей 55% критической, производительность стержневой мельницы оказалась равной 70 т/ч; затем после увеличения скорости до 73% критической нагрузка была повышена до 85 т/ч.

Рассмотренный вариант I, при котором стержневая мельница первого приема работает в открытом цикле (см. рис. 121, а, б, в), является самым распространенным на практике. Тот или иной подвариант выбирается применительно к местным условиям (см. § 82).

По варианту II стержневая мельница замыкается на классификатор (рис. 122).

Одной из разновидностей этого варианта является схема, изображенная на рис. 122, а.

Грубый слив C_1 первого классификатора (К-I) направляется на вторичную классификацию во второй классификатор (К-II), откуда выдается окончательный продукт тонкого измельчения (C_2). В замкнутом цикле с классификатором К-II работает шаровая мельница (ШМ).

Другой разновидностью является схема (рис. 122, б), где окончательная классификация осуществляется в специальном контрольном классификаторе К-III, куда поступает слив из обоих основных классификаторов (К-I и К-II).

Иногда (рис. 122, в) контрольной классификации в отдельном аппарате К-III подвергается только слив первого приема измельчения (C_1), а слив второго аппарата (C_2), являющийся готовым продуктом, объединяется со сливом контрольного классификатора К-III.

Установка стержневых мельниц для первого приема измельчения по схемам, изображенным на рис. 122, ввиду их сложности в настоящее время применяется весьма редко. Раньше эта схема применялась на старых фабриках США («Мидвел», «Кананеа» и др.) [9].

По варианту III измельчение в два последовательных приема осуществляется с применением для стержневой мельницы полузамкнутого цикла (рис. 123). Пески, выдаваемые сопряженным с ней классификатором К-I, распределяются на две неравные части с помощью делителя песков D . Одна часть песков возвращается в стержневую мельницу, другая — направляется в шаровую мельницу. Последняя работает в замкнутом цикле со своим классификатором К-II. Таким образом, питанием шаровой мельницы служит часть песков классификатора К-I (основное питание) и все пески классификатора К-II (оборотный продукт).

Поскольку пески первого приема возвращаются в стержневую мельницу не полностью, а частично, такой цикл получил название полузамкнутого. Особенность его состоит в том, что путем соответствующего распределения первичных песков имеется возможность как бы «перебросить» нагрузку с первой мельницы на вторую или со второй на первую в зависимости от измельчаемости руды.

При схеме с полузамкнутым циклом (в первом приеме) помимо двух основных классификаторов К-I и К-II часто применяется контрольный классификатор К-III, в котором собирается слив от обоих агрегатов (на рис. 123 классификатор К-III показан пунктиром). Пески его возвращаются в шаровую мельницу, а слив является готовым продуктом, идущим в обогащение.

По изображенной на рис. 123 схеме работает, например, Балхашская фабрика.

Согласно специальным испытаниям, показатели работы измельчительных агрегатов Балхашской фабрики на привозной крепкой джезказганской руде следующие [8].

Стержневая мельница 2700×3600 выдает продукт с содержанием около 23% класса минус $0,074$ мм. Он поступает в речный классификатор I (размерами 5500×8500). Меньшая часть песков классификатора (примерно 25—30%) возвращается в стержневую, а большая — в шаровую мельницу (2700×3600).

Классификатор К-I выдает в слив около 35% всего тоннажа руды, поступающей в стержневую мельницу; остальные 65% выдает классификатор К-II (тех же размеров), с которыми сопряжена шаровая мельница. Слив обоих речных классификаторов идет на контрольную классификацию (К-III). Содержание класса минус $0,074$ мм составляет: в разгрузке стержневой мельницы 23%; в сливе классификатора К-I—

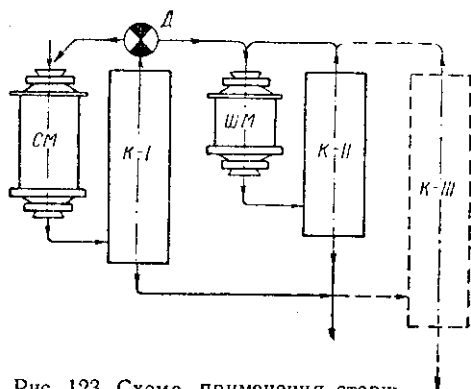


Рис. 123. Схема применения стержневой мельницы первого приема в полузамкнутом цикле (классификатор К-III — контрольный)

60,2%; в сливе классификатора К-II—39,3%; в сливе контрольного классификатора К-III 64%.

Преимущество рассматриваемой схемы состоит в том, что здесь осуществимо довольно простое решение вопроса автоматизации обоих приемов измельчения. Первый комплект приборов автоматического регулирования управляет питателем стержневой мельницы. Поскольку для агрегата второго приема своеобразным питателем является делитель песков (Д на рис. 123) все приборы регулирования второго агрегата комплектуются примерно по той же схеме, что и для первого приема, с той только разницей, что регулятор управляет здесь не питателем, а делителем Д [10].

Проектные решения, соответствующие рис. 120—123, приведены в §§ 82—83.

§ 79. Исследования процесса мокрого измельчения в лабораторных и полупромышленных стержневых мельницах

В настоящем параграфе на примере лабораторных и полупромышленных исследований по измельчению нефелиновой породы освещаются общие закономерности процесса мокрого измельчения руд в стержневых мельницах*.

А. Лабораторные опыты

Для лабораторных опытов мокрого измельчения в открытом периодическом цикле была применена стержневая мельница 200×460 ($V=15$ л), работающая с относительной скоростью $\psi = \frac{n}{n_{кр}} = 70\%$ ($n = 66$ об/мин).

Измельчение велось по методике проф. М. К. Широкинского. Опыты проводились с нефелиновой породой, имеющей объемный вес $\gamma = 1,70$ кг/л. В мельницу загружалась навеска породы весом $P=2,3$ кг (объемом 1,4 л из расчета 9% заполнения объема мельницы и вода в количестве 1,4 л (Т:Ж=1:1 по объему). Содержание твердого в пульпе составляло $T=62\%$ (по весу). Общий стержневой вес в мельнице

$G_c = 27,3$ кг, или на единицу объема $\frac{G_c}{V} = \frac{27,3}{15} = 1,82$ кг/л. В первой серии опытов применялась смесь мелких стержней $D=16$ и 22 мм, во второй — применялись стержни одного размера $D=32$ мм.

Перед измельчением исходные навески нефелиновой породы подвергались дроблению в валковой дробилке до крупности 6—0 мм. Характеристика исходного питания представлена верхней пунктирной кривой на рис. 124 и 125.

Продолжительность (период) циклов измельчения была переменной: $T_0=5, 10, 15$ мин и т. д. (см. значения T_0 на рис. 124 и 125). После каждого опыта производился полный ситовый анализ готового продукта. Результаты анализов графически представлены ломаными на двойных логарифмических сетках.

Удельная производительность мельницы по исходному вычислялась по формуле

$$q = \frac{60P}{T_0V},$$

где $P=2,3$ кг — вес навески;

T_0 — период измельчения, мин;

$V=15$ л — объем мельницы.

На приводимых диаграммах значения показателя q проставлены над характеристиками крупности.

* Выполнены автором в институте Механобр.

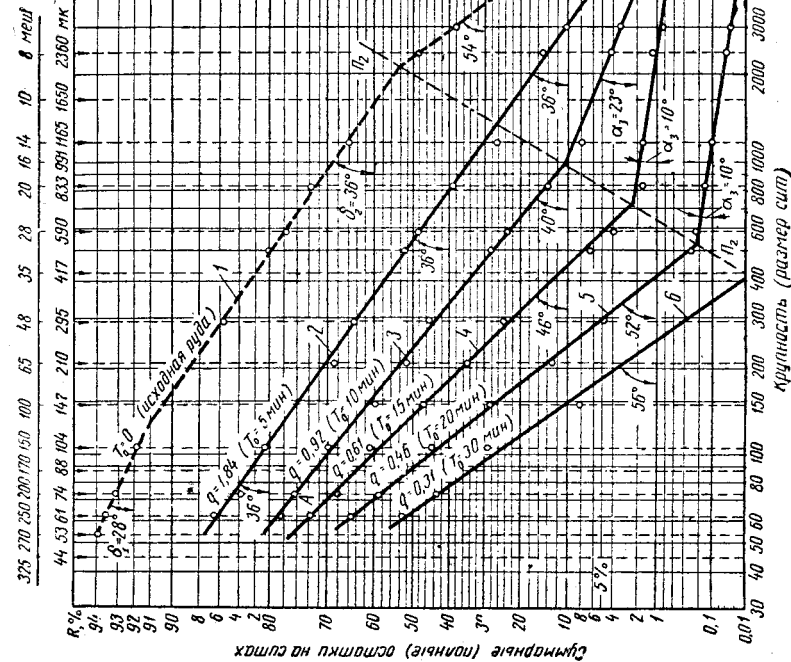


Рис. 124. Характеристика продуктов мокрого измельчения нефелиновой породы в лабораторной стержневой мельнице. Стержни двух размеров: $D=22$ и $D=16$ мм

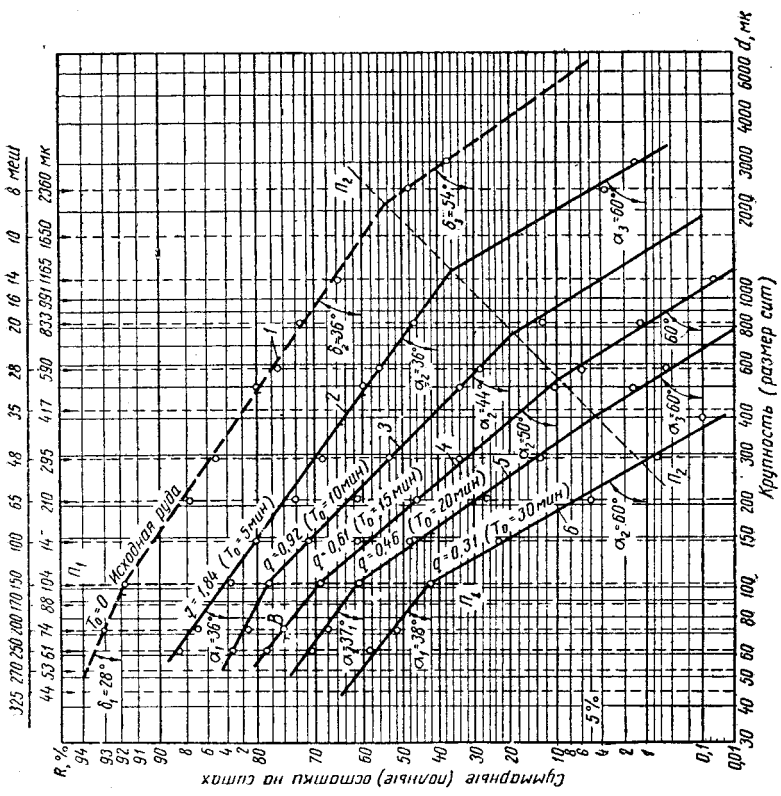


Рис. 125. Характеристика продуктов мокрого измельчения нефелиновой породы в лабораторной стержневой мельнице. Стержни однообразные $D=32$ мм

Кроме того, вычислялась удельная производительность по вновь образованному расчетному классу

$$q_{\beta} = q \left(\frac{\beta - \alpha}{100} \right),$$

где β — процентное содержание расчетного мелкого класса в готовом материале;

α — в исходном материале.

На рис. 124, относящемся к первой серии опытов и отражающем работу мелких стержней, видно, что все характеристики, соответствующие тому или иному периоду измельчения, имеют вид ломаных, состоящих из двух отрезков каждая. Длинный отрезок, лежащий в области мелких и средних классов, наклонен к оси абсцисс более круто, чем второй, лежащий в зоне крупных классов. Этим характеризуется замедленное измельчение крупных частиц породы при работе мельницы на стержнях сравнительно малого размера ($D = 16$ и 22 мм).

Как видно из диаграммы (см. рис. 124), по мере увеличения периода T_0 , т. е. по мере понижения производительности мельницы, наклон отрезков в зоне мелких классов, а следовательно, и показатель степени в уравнении Розина — Раммлера постепенно увеличиваются, а в зоне крупных классов, наоборот, уменьшаются. Интересно подчеркнуть еще тот не отмеченный в литературе факт, что точки перелома всех характеристик располагаются почти на одной прямой (см. пунктирную линию P_2P_2). Слева от линии переломов отрезки падают круто, справа — полого.

Резко отличная картина наблюдается в том случае (см. вторую серию, рис. 125), когда принят увеличенный диаметр стержней ($D = 32$ мм). Каждая характеристика здесь состоит уже из трех отрезков с постепенно увеличивающимися углами наклона: α_1 , α_2 и α_3 . Таким образом, здесь имеют место не один, а два перелома: не только по линии P_2P_2 , но и по линии P_1P_1 .

В области самых мелких классов отрезки ломаных имеют меньший угол (α_1), чем в средней зоне (α_2); наоборот, в зоне самых крупных классов уклон их наибольший (α_3). Этим рассматриваемая диаграмма (рис. 125) резко отличается от предыдущей (см. рис. 124).

Сопоставление диаграмм дает основание заключить, что путем надлежащего выбора производительности и подбора размеров мелющих тел (стержней, шаров) имеется возможность регулировать вид характеристики крупности продуктов измельчения.

Остановившись на роли двух названных сейчас факторов, легко убедиться в том, что действие их проявляется различным образом. Удельной нагрузкой определяется в основном положение начальных точек ломаной (считая слева направо). Так, принимая при мелких стержнях удельную нагрузку по исходному $q = 0,92$ кг/л (см. линию 3 на рис. 124), найдем, что выход классов крупнее $0,074$ мм, или суммарный остаток на сите $0,074$ мм, равен $R_{74} = 76\%$, т. е. $\beta_{74} = 24\%$ (точка А.) При большей нагрузке ($q = 1,84$ кг/л) этот остаток увеличивается (содержание класса минус $0,074$ мм падает), а при меньшей ($q = 0,61$ и т. д.) — понижается. Однако при изменении удельной нагрузки «хвостовая» часть ломаных (в области крупных классов) во всех случаях имеет очень пологое падение: $\alpha_3 = 10 - 23^\circ$.

Таким образом, слегка повышая или понижая нагрузку мельницы, но не меняя размеров стержней (в данном случае сравнительно мелких), можно как бы «сместить» на диаграмме всю характеристику крупности, передвинув ее вверх или вниз и мало изменяя ее общий вид: «вогнутая» ломаная остается вогнутой.

Как будет показано дальше, эта закономерность остается справедливой и для промышленных стержневых мельниц, изменение нагрузки

которых почти не отражается на углах наклона отрезков характеристик.

Совершенно другой эффект дает изменение стержневой загрузки. Переход с мелких стержней (рис. 124) на крупные (рис. 125) приводит к резкому изменению вида всей характеристики: хвостовые участки ломаных из пологих превращаются в крутопадающие, т. е. крупные классы как бы «отсекаются» на графике. Правда, этот эффект при прочих равных условиях достигается ценой уменьшения выхода самых мелких классов, для которых соответствующие участки ломаных выполаживаются. В результате при переходе с мелких на более крупные стержни для получения одинакового содержания мелочи приходится снижать общую нагрузку мельницы. Так, из сравнения рис. 124 (точка А) и рис. 125 (точка В) видно, что для получения продукта такого содержания мелочи ($\beta_{74}=24\%$), как в первом случае, необходимо при больших стержнях снизить удельную производительность на одну треть: от $q=0,92$ до $q=0,61$ кг/л (рис. 125). Но при этом благодаря «отсечке» крупных классов, номинальная крупность продукта здесь заметно понизится: до $d_k \approx 0,6$ мм (см. рис. 125) вместо $d_k=2$ мм (по рис. 124) при том же $\beta_{74}=24\%$.

Следовательно, путем перехода на большие стержни имеется возможность резко снизить выход крупных классов (не уменьшая выхода мелочи), если одновременно понизить общую нагрузку мельницы. Наоборот, в тех случаях, когда при заданном количестве мелочи допустимо некоторое закрупление продукта (считая по верхнему пределу крупности), производительность стержневой мельницы может быть увеличена путем применения стержней меньшего размера.

Количественные показатели лабораторных опытов приведены в табл. 48 и 49, где даются результаты расчетного определения удельной производительности по двум вновь образованным классам: среднему 0,5—0 мм ($q_{0,5}$ кг/л·ч) и мелкому 0,074—0 мм (q_{74} кг/л·ч).

Таблица 48

Результаты опытов первой серии (мелкие стержни $D=16$ и 22 мм)

Показатели	Время измельчения T_0 , мин							
	Исходный материал	2,5	5	10	15	20	30	40
Удельная производительность по исходному q , кг/л·ч . . .	0	3,68	1,84	0,92	0,61	0,46	0,31	0,23
Содержание класса 0,5—0 мм β_{500} , %	($\alpha_{500}=20$)	37	48	72	92	99,5	—	—
Приращение $\beta_{500}-\alpha_{500}$, % . . .	—	17	28	52	72	77,5	—	—
Удельная производительность по вновь образованному классу 0,5 мм $q_{0,5}$, кг/л·ч . . .	—	0,63	0,52	0,48	0,44	0,36	—	—
Содержание класса минус 0,074 мм (по рис. 124) β_{74} , %	($\alpha_{74}=7$)	11,0	15,5	24,0	31,5	41,5	57,0	76,0
Приращение $\beta_{74}-\alpha_{74}$, % . . .	0	4,0	8,5	17,0	24,5	34,5	50,0	69,0
Удельная производительность по вновь образованному классу 0,074 мм $q_{74} = q \frac{\beta_{74}-\alpha_{74}}{100}$, кг/л·ч	—	0,15	0,16	0,155	0,15	0,15	0,155	0,16

В опытах обеих серий показатель $q_{0,5}$ является переменной величиной: в первой серии (табл. 48) он изменяется в пределах от $q_{0,5}=0,63$ до 0,36 кг/л, а во второй — от $q_{0,5}=0,42$ до 0,30 кг/л. Следовательно,

в противоположность случаю сухого измельчения этот показатель не может быть положен в основу расчета стержневых мельниц мокрого измельчения.

Таблица 49
Результаты опытов второй серии (крупные стержни $D = 32$ мм)

Показатели	Время измельчения $T_0, \text{мин}$							
	0	2,5	5	10	15	20	25	30
Удельная производительность по исходному q , кг/л·ч . . .	0	3,68	1,84	0,92	0,61	0,46	0,368	0,306
Содержание класса 0,5—0 мм β_{500} , %	($\alpha_{500}=20$)	—	41	66	89	99	99,9	—
Приращение $(\beta_{500}-\alpha_{500})$, % . . .	0	—	21	46	69	79	79,9	—
Удельная производительность по вновь образованному классу 0,5 мм $q_{0,5} = q \frac{\beta_{500}-\alpha_{300}}{100}$, кг/л·ч	—	—	0,39	0,42	0,42	0,36	0,30	—
Содержание класса минус 0,074 мм (по рис. 125) β_{74} , %	($\alpha_{74}=7$)	—	12,5	18,5	24	31,5	57,0	46,0
Приращение $(\beta_{74}-\alpha_{74})$, %	0	—	5,5	11,5	17,0	24,5	30,0	39,0
Удельная производительность по вновь образованному классу 0,074 мм $q_{74} = q \frac{\beta_{74}-\alpha_{74}}{100}$, кг/л·ч	0	—	0,10	0,11	0,10	0,11	0,11	0,12

Резко отличающуюся картину дает второй показатель q_{74} . Он остается вполне устойчивым в опытах обеих серий. Для первой серии рассматриваемый показатель в среднем равен $q_{74}=0,15$ кг/л·ч, а для второй $q_{74}\approx 0,11$ кг/л·ч. Таким образом, результаты лабораторных опытов дают основание рассчитывать стержневые мельницы мокрого измельчения, работающие в открытом цикле, по наиболее часто применяемому показателю, т. е. по удельной производительности q_{74} (кг/л·ч), считая по вновь образованному мелкому классу минус 0,074 мм. В этом отношении имеется аналогия с шаровыми мельницами замкнутого цикла.

В порядке объяснения сделанного вывода можно выдвинуть предположение, что в стержневых мельницах мокрого помола происходит как бы автоматическое замыкание цикла на «просеивающую поверхность», которую образуют находящиеся в мельнице стержни, заменяющие здесь колосники щелевидного грохота. Следовательно, режим работы стержневой мельницы открытого цикла сходен с режимом шаровой замкнутого цикла.

Абсолютная величина показателя q_{74} зависит от измельчаемости руды, размеров мельницы и диаметра стержней. В рассматриваемых опытах переход с относительно крупных стержней ($D=32$ мм) на мелкие (смесь $D=16$ и 22 мм) дал повышение производительности по вновь образованному почти в 1,5 раза: с $q_{74}=0,11$ на $q_{74}=0,15$ кг/л·ч (но при этом повысился верхний предел крупности готового продукта).

Б. Полупромышленные опыты

Дальнейшие испытания* проводились на том же материале в стержневой мельнице $D=650 \times 1300$ мм ($V=400$ л) с числом оборотов $n=34$ об/мин, что соответствует $\psi=65\%$ критической.

* Выполнены автором в институте Механобр.

Нефелиновая порода измельчалась мокрым способом в непрерывном открытом цикле. Расход воды поддерживался на таком уровне, чтобы содержание твердого в разгрузке мельницы составляло примерно 70—74%.

Общий вес стержней был принят $G=823$ кг, или на единицу полезного объема 2,06 т/м³.

Стержневая загрузка была составлена из стержней различного диаметра; выход отдельных классов крупности их подбирался по тем соображениям, чтобы набор стержней в целом имитировал состав той загрузки, которая соответствует установившемуся режиму в результате

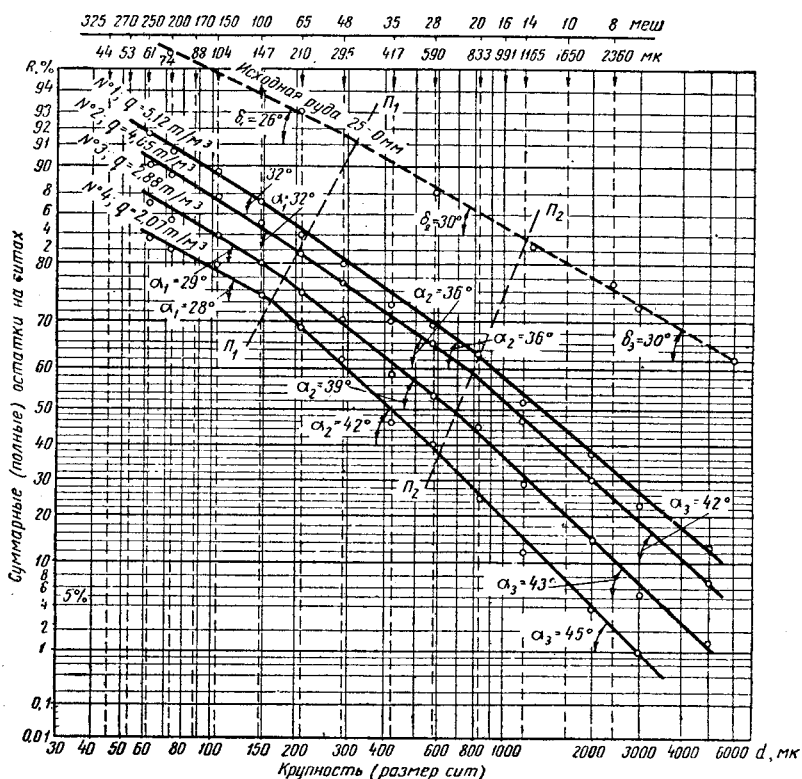


Рис. 126. Характеристики продуктов мокрого измельчения нефелиновой породы 25—0 мм в полупромышленной стержневой мельнице

износа стержней в промышленных мельницах. Соответствующее распределение стержней по размерам таково: 50% $D=80$ м; 17% $D=68$ м; 13% $D=60$ м и 20% $D=50$ м.

Исходная нефелиновая порода имела крупность 25—0 мм. Характеристика ее приведена в виде верхней пунктирной ломаной на рис. 126, где кроме того изображены характеристики крупности продуктов измельчения, соответствующие переменной производительности мельницы.

Сопоставляя рис. 126 с двумя предыдущими, легко убедиться в том, что он занимает некоторое промежуточное положение. Здесь, также так и на рис. 125, характеристики имеют вид выпуклых ломаных, состоящих из трех отрезков с разными углами наклона: наименьшим (28—32°) в области мелких классов, средним (36—42°) в зоне средней крупности, и наибольшим (42—45°) в области «хвоста» характеристики. В соответствии с этим здесь, также как и на рис. 125, наблюдаются две ясно выраженные линии перелома P_1P_1 и P_2P_2 . Однако перелом в области крупных классов (P_2P_2) выражен в менее резкой

степени, чем на предыдущем графике, а углы α_3 здесь всегда значительно меньше (см. рис. 125 и 126). Следовательно, набор стержней, начиная с $D=80$ мм и ниже, при измельчении руды исходной крупностью 25—0 мм в непрерывно действующей мельнице «отсекает» хвостовую часть менее энергично, чем стержни $D=32$ мм, при обработке той же руды, но крупностью 6—0 мм, в лабораторной мельнице периодического действия.

Очевидно, если бы это потребовалось, то на руде 25—0 мм можно было бы достигнуть и более «жесткого» действия стержневой загрузки, применяя более тяжелые стержни, например начиная с $D=100$ мм, как и для промышленных мельниц. В этом случае все характеристики приобрели бы вид резко выгнутых (выпуклых), как и на рис. 125.

С другой стороны, если бы при том же размере максимальных стержней ($D=80$ мм) потребовалось бы превращение характеристик из «трехотрезковых» в «двухотрезковые», аналогичные рис. 124, то понадобилось бы включить в состав стержневой загрузки не только стержни $D=50$ мм, но и более мелкие ($D=30$ мм) или же увеличить долю мелких стержней $D=50$ мм.

Количественные показатели опытов приведены в табл. 50. Здесь, также как и при лабораторных опытах, показатель q_{74} оказался вполне стабильным, несмотря на увеличение нагрузки в 2,5 раза (в опыте № 1) по сравнению с минимальной (в опыте № 4). Этим подтверждается правомерность пользования показателем q_{74} для оценки производительности стержневых мельниц мокрого измельчения, работающих в открытом цикле.

Таблица 50

Результаты испытаний полупромышленной мельницы 650×1300

Показатели	Номер опыта			
	1	2	3	4
Удельная производительность по исходному q , $т/м^3 \cdot ч$	5,12	4,05	2,88	2,07
Содержание класса минус 0,074 мм в готовом (по рис. 126)				
β_{74} , %	9,5	11,0	14,0	18,0
Приращение $(\beta_{74} - \alpha_{74})$, %	5,9	7,4	10,4	14,4
Удельная производительность по вновь образованному классу минус 0,074 мм $q_{74} = q \frac{\beta_{74} - \alpha_{74}}{100}$, $т/м^3 \cdot ч$	0,30	0,30	0,30	0,30

Примечание: В исходном $\alpha_{74} = 3,6\%$.

Сопоставляя характеристику крупности, соответствующую наименьшей производительности (см. на рис. 126 опыт № 4 при $q=2,07$ $т/м^3$), с характеристикой, полученной в лабораторном опыте при $T_0 = 10$ мин (см. кривую 3, рис. 125), нетрудно видеть, что они довольно близки: почти совпадают в области мелких классов, но несколько различаются лишь в зоне средних и крупных. Номинальная крупность составляет соответственно $d_k = 2$ мм (опыт № 4, рис. 126) и $d_k = 1$ мм (см. кривую 3, рис. 125).

В. Коэффициенты перехода

Близость характеристик в области тонких классов позволяет сопоставить производительность полупромышленной и лабораторной мельниц. Основные параметры и показатели сравниваемых мельниц представлены в табл. 51.

Параметры и показатели работы сравниваемых стержневых мельниц

Показатели	Тип мельницы	
	лабораторная	полупромышленная
Характер работы мельницы	Периодического действия	Непрерывного действия
Размер в свету $D \times L$, мм	200 × 460	650 × 1300
Полезный объем V , л	15	400
Диаметр в свету D , м	0,2	0,65
Скорость вращения ψ (в долях критической)	0,70	0,65
Удельная стержневая нагрузка $\frac{G_c}{V}$, т/м ³	1,82	2,06
Диаметр наибольших стержней, мм	32	80
Крупность исходной руды d_0 , мм	6—0	25—0
Содержание расчетного класса минус 0,074 мм в исходном α_{74} , %	7	3,6
То же, в готовом продукте β_{74} , %	18,5 (см. кривую $q = 0,92$, рис. 125)	18 (см. опыт № 4, рис. 126)
Приращение $(\beta_{74} - \alpha_{74})$, %	11,5	14,4
Удельная производительность по вновь образованному классу 0,074 мм, т/м ³ .ч	$q'_{74} = 0,11$	$q''_{74} = 0,30$
Номинальная крупность d_k , мм	1	2

Расчетный переход от удельной производительности лабораторной мельницы ($q'_{74} = 0,11$ т/м³) к нагрузке полупромышленной ($q''_{74} = 0,30$ т/м³) можно осуществить, умножая первую на ряд коэффициентов перехода, или так называемых поправочных коэффициентов:

$$q''_{74} = q'_{74} K_d K_\psi K_G K_D K_K, \quad (590)$$

где K_d — поправка на крупность исходного питания;

K_ψ — то же, на скорость вращения;

K_G — то же на стержневую нагрузку;

K_D — то же на диаметр мельницы;

K_K — то же на номинальную крупность готового продукта.

Для поправки K_d в качестве первого приближения можно принять следующую зависимость*:

$$K_d = \sqrt[4]{\left(\frac{d_1}{d_2}\right)}. \quad (591)$$

В данном случае $d_1 = 6$ мм и $d_2 = 25$ мм и потому

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{6}{25}} = 0,7. \quad (592)$$

Для поправки на скорость вращения принимаем линейный закон

$$K_\psi = \left(\frac{\psi_2}{\psi_1}\right) = \frac{0,65}{0,70} = 0,93. \quad (593)$$

Поправку на заполнение стержнями считаем пропорциональной удельной стержневой нагрузке:

$$K_G = \left(\frac{G_2}{V_2}\right) : \left(\frac{G_1}{V_1}\right) = 2,06 : 1,82,$$

откуда

$$K_G = 1,13. \quad (594)$$

* Обоснование этой и других формул для поправочных коэффициентов приводится ниже в § 85.

Поправку на диаметр мельницы вычисляем по степенной зависимости:

$$K_D = \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^m, \quad (595)$$

где показатель степени m остается пока неопределенным.

При $D_2 = 0,65$ м и $D_1 = 0,20$ м имеем

$$K_D = \left(\frac{0,65}{0,20}\right)^m = 3,25^m. \quad (596)$$

Что касается поправки на крупность готового продукта K_K , то она также остается пока неопределенной.

Если в исходную формулу перехода

$$q_{74}'' = q_{74}' K_d K_\psi K_G K_D K_K \quad (597)$$

подставить значения буквенных величин, то оно преобразуется в следующее уравнение, содержащее два неизвестных (m и K_K):

$$0,30 = 0,11 \cdot 0,7 \cdot 0,93 \cdot 1,13 (3,25)^m K_K. \quad (598)$$

Рассмотрим возможные решения этого неопределенного уравнения.

Положим, что различие расчетной крупности готовых продуктов в обоих сравниваемых случаях не принимается во внимание и потому коэффициент K_K считается равным единице. Тогда предыдущее уравнение даст

$$3,25^m = 3,7. \quad (599)$$

Отсюда найдется показатель степени $m = 1,1$. Но эта величина противоречит другим опытным данным, согласно которым показатель должен быть близок к $m \approx 0,5$. Поэтому этот путь решения неприемлем.

Если в исходном уравнении принять общепринятое значение $m = 0,5$, то для определения коэффициента K_K получим следующее уравнение:

$$K_K = \frac{3,7}{3,25^m} = \frac{3,7}{3,25^{0,5}} = \frac{3,7}{1,8},$$

откуда

$$K_K = 2. \quad (599 \text{ а})$$

Таким образом, при измельчении руды в большой мельнице, когда расчетная крупность готового продукта ($d_k = 2$ мм) была в 2 раза больше, чем в лабораторной ($d_k = 1$ мм), хотя содержание мелкого класса было в обоих случаях одинаковым ($\beta_{74} = 18\%$), удельная производительность также оказалась в 2 раза большей ($K_K = 2$). Этим доказывается необходимость введения поправок на номинальную крупность готового продукта даже при совпадении выхода мелких классов.

§ 80. Производительность промышленных стержневых мельниц, работающих в открытом цикле

А. Фабрики для железных руд

Испытания стержневой мельницы, работающей в открытом цикле [6, 11], проводились на Оленегорской железобогатительной фабрике. Испытывалась мельница 2700×3600 ($V = 18$ м³). Общая стержневая загрузка мельницы составляла $G_c = 42$ т, что соответствует нормальной удельной загрузке $2,3$ т/м³. Диаметр наибольших (догружаемых) стержней 100 мм; расход стержневой стали 0,2 кг на 1 т руды. Скорость вращения мельницы составляла $n = 14$ об/мин ($\psi = 55\%$). Содержание твердого в разгрузке мельницы 75—78%. Измельчению под-

вергалась дробленая гематито-магнетитовая руда крупностью до 50 мм (содержание классов плюс 18 мм составляло 35%). Характеристика ее изображена в виде пунктирной ломаной на рис. 127.

Испытания проводились при переменной производительности мельницы по исходному питанию. На рис. 127 построены четыре отдельные характеристики готовых продуктов: нижняя ломаная (опыт № 1) соответствует самой малой нагрузке $Q = 60$ т/ч, или удельной производительности по исходному $q = \frac{60}{18} = 3,33$ т/м³·ч; верхняя (опыт № 4) — максимальной $Q = 180$ т/ч, или $q = 10$ т/м³·ч; две средние отвечают промежуточным значениям производительности. На рис. 127 ломаные состоят из двух отрезков. Все точки перелома группируются вблизи пунктирной прямой $\Pi_1\Pi_1$, проходящей через точку перелома характеристики исходного питания.

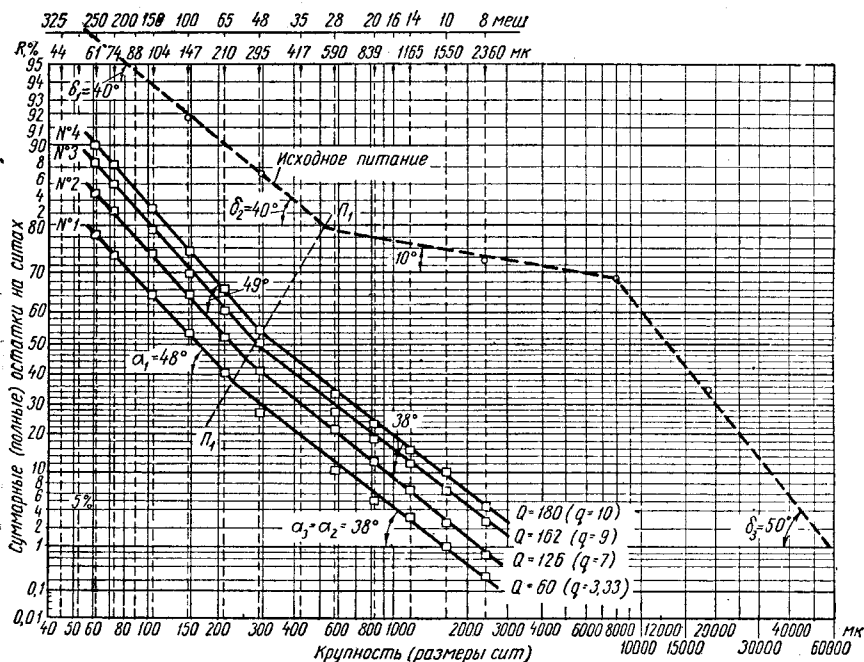


Рис. 127. Характеристики продуктов мокрого измельчения Оленегорской железной руды в стержневой мельнице 2700×3600 (стержни $D = 100$ мм)

По мере понижения нагрузки не наблюдается изменения углов наклона отрезков. В зоне мелких классов он был значительным: $48-49^\circ$. В зоне крупных классов угол наклона был малым: $\alpha_3 = \alpha_2 = 38^\circ$. Это может быть объяснено тем, что в стержневой загрузке имелось сравнительно много мелких стержней $D = 50-60$ мм. Можно предположить, что, применив для крупной руды $50-0$ мм еще более крупные стержни, например $D = 125$ мм, удалось бы осуществить более энергичную «отсечку» хвостовой части характеристики, превратив ее даже при самых больших нагрузках из вогнутой ломаной в прямую линию или в слегка выпуклую ломаную (как на рис. 126).

То обстоятельство, что для данной весьма крупной исходной руды выбраны относительно легкие стержни $D_c = 100$ мм, сказалось и на том, что несмотря на значительное снижение производительности не удается резко снизить выход крупных классов. Так, выход классов плюс 2,36 мм при производительности мельницы $Q = 180; 162; 126$ и 60 т/ч равен соответственно 4; 2,5; 0,8 и 0,3%, т. е. снижается медленно. Как видно по кривым рис. 126 снижение выхода этого же класса про-

исходит гораздо быстрее. Это можно объяснить большим относительным размером стержней*.

Удельная производительность q_{74} по вновь образованному расчетному классу (0,074 мм) не остается для оленегорской мельницы стабильной, а сперва несколько увеличивается, а затем понижается по мере уменьшения общей нагрузки.

Для больших нагрузок можно принять как среднее (опыты № 4 и № 3).

$$q_{74} \approx 0,9 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.} \quad (600)$$

Представляет интерес проверка применимости формулы перехода (590), в которую можно внести еще одну поправку: на измельчаемость руды ($K_{\text{изм}}$).

В развернутом виде формула получит следующий вид:

$$q''_{74} = q'_{74} K_d K_\psi K_G K_D K_R K_{\text{изм}}. \quad (601)$$

Определим входящий в последнее выражение коэффициент относительной измельчаемости $K_{\text{изм}}$, считая все прочие поправочные коэффициенты известными, а именно: для полупромышленной стержневой мельницы при мокром измельчении нефелиновой породы (удельный вес в массе $\delta_1 = 2,6 \text{ т/м}^3$, в насыпке $\gamma_1 = 1,7 \text{ т/м}^3$) имеем

$$q'_{74} = 0,30 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}; \quad d_1 = 25 \text{ мм}; \quad \psi_1 = 0,65;$$

$$\left(\frac{G}{V}\right)_1 = 2,06 \text{ т/м}^3; \quad D' = 0,65 \text{ м.}$$

Для стержневой мельницы Оленегорской фабрики ($\delta_1 = 3,1 \text{ т/м}^3$, $\gamma_1 \approx 2,0 \text{ т/м}^3$) соответственно

$$q''_{74} = 0,9 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}; \quad d_2 = 50 \text{ мм}; \quad \psi_2 = 0,55; \quad \left(\frac{G}{V}\right)_2 = 2,3 \text{ т/м}^3;$$

$$D'' = 2,5 \text{ м.}$$

Отсюда коэффициенты перехода от малой мельницы к большой будут:

на крупность исходной руды

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{d_1}{d_2}} = \sqrt[4]{\frac{25}{50}} = \sqrt[4]{0,5} = 0,84;$$

на скорость вращения

$$K_\psi = \frac{\psi_2}{\psi_1} = \frac{0,55}{0,65} = 0,85;$$

на стержневую загрузку

$$K_G = \left(\frac{G_c}{V}\right)_2 : \left(\frac{G_c}{V}\right)_1 = 2,3 : 2,06 = 1,1;$$

на диаметр мельницы

$$K_D = \left(\frac{D''}{D'}\right)^m = \left(\frac{2,5}{0,65}\right)^m = 4,15^m.$$

Принимая $m = 0,5$, имеем

$$K_D = 4,15^{0,5} \approx 2.$$

* Под относительным размером стержней здесь понимается отношение диаметра стержня к номинальной крупности исходного питания. Рис. 127 соответствует $\frac{D_c}{d_0} =$

$\frac{100}{50} = 2$, а рис. 126 — $\frac{80}{25} = 3,2$.

Если не учитывать различия в верхних пределах крупности, считая условно $K_k=1$, то, подставляя в формулу (601) численные значения остальных коэффициентов, получим

$$0,9 = 0,30 \cdot 0,84 \cdot 0,85 \cdot 1,1 \cdot 2K_{\text{изм}}. \quad (602)$$

Отсюда коэффициент относительной измельчаемости

$$K_{\text{изм}} = \frac{0,90}{0,47} = 2. \quad (603)$$

Таким образом, при одинаковой начальной крупности исходной руды (50—0 мм) и одинаковом содержании класса минус 0,074 мм в готовом продукте производительность промышленной стержневой мельницы на оленегорской руде будет в 2 раза больше, чем той же мельницы на нефелиновой породе. Нужно, однако, учесть, что верхний предел крупности

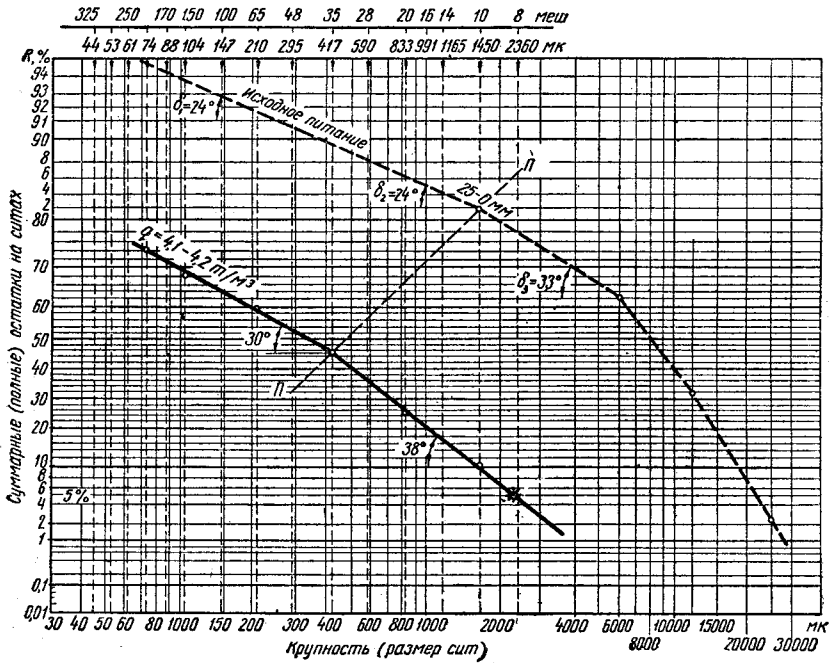


Рис. 128. Характеристики продуктов мокрого измельчения таконитов на фабриках «Бэббит» и «Сильвер-Бей»

в обоих случаях будет различным. Пользуясь рис. 126 и 127, можно установить, что при одинаковом содержании β_{74} номинальная крупность оленегорской руды, измельченной в промышленной мельнице, оказывается примерно в 2 раза меньше, чем крупность нефелиновой породы, прошедшей измельчение в малой мельнице. Однако это различие не нашло себе отражения в найденном выше коэффициенте измельчаемости $K_{\text{изм}}=2$.

Из зарубежных обогатительных фабрик, применяющих стержневые мельницы в открытом цикле, известны фабрики «Бэббит» и «Сильвер-Бей» (США), обрабатывающие такониты [12, 13].

На обеих фабриках питанием стержневых мельниц служит железная руда крупностью 25—0 мм (выход класса плюс 25 мм составляет всего 2,1%); характеристика ее изображена пунктирной линией на рис. 128; содержание класса минус 0,074 мм в исходном около $\alpha_{74} \approx 5\%$.

На фабрике «Бэббит» установлены стержневые мельницы 3200×4400 ($V=31 \text{ м}^3$), а на «Сильвер-Бей» 3200×4800 ($V=34 \text{ м}^3$).

В обоих случаях размер догружаемых стержней $D=100$ мм принят как наиболее выгодный. На фабрике «Бэббит» вес стержневой загрузки

составляет $G_c = 77 \text{ т}^*$, что дает удельную стержневую загрузку $2,5 \text{ т/м}^3$. Расход стержневой стали $0,4 \text{ кг/т}$ руды. На обеих фабриках скорость вращения мельницы $n = 15 \text{ об/мин}$ ($\psi = 0,60$).

На фабрике «Биббит» средняя производительность по исходному составляет $Q = 130 \text{ т/ч}$, чему соответствует удельная производительность

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{130}{31} = 4,20 \text{ т/м}^3: \text{ на фабрике «Сильвер-Бей» соответственно:}$$

$$Q = 140 \text{ т/ч} \text{ и } q = \frac{Q}{V} = \frac{140}{34} = 4,12 \text{ т/м}^3.$$

Характеристика разгрузки мельницы 3200×4400 приведена на рис. 128 (по-видимому, она остается верной и для фабрики «Сильвер-Бей»). Содержание расчетного класса минус $0,074 \text{ мм}$ близко к $\beta_{74} = 26\%$; приращение $\beta_{74} - \alpha_{74} = 26 - 5 = 21\%$.

Отсюда удельная производительность по вновь образованному расчетному классу:

на фабрике «Биббит»

$$q_{74} = q \left(\frac{\beta - \alpha}{100} \right) = 4,20 \cdot 0,21 = 0,88 \text{ т/м}^3;$$

на фабрике «Сильвер-Бей»

$$q_{74} = 4,12 \cdot 0,21 = 0,87 \text{ т/м}^3.$$

Номинальная крупность продукта (сито, на котором остаток равен 5%) $d_R = 2,36 \text{ мм}$.

В целях сравнения показателей измельчения железобогатительных фабрик в сопоставимых условиях в качестве «базисных» для стержневых мельниц мокрого помола дальше приняты следующие условия:

Размер мельницы, мм $D_n \times L = 3200 \times 4500$

Рабочий диаметр, м $D = 3$

Полезный объем, м^3 $V = 32$

Скорость вращения, об/мин $n = 14,6$

То же, в долях критической $\psi = 0,60$

Стержневая загрузка, т $G_c = 74$

Удельная стержневая загрузка, т/м^3 $\frac{G_c}{V} = \frac{74}{32} = 2,3$

Крупность исходной руды, мм $d_0 = 30$

Содержание мелочи в исходном, % $\alpha_{74} = 3$

Приведенная удельная производительность, считая по вновь образованному классу минус $0,074 \text{ мм}$, $\text{т/м}^3 \cdot \text{ч}$ $q_{пр}$

Удельная производительность по вновь образованному мелкому классу, пересчитанная с помощью соответствующих поправочных коэффициентов применительно к базисным условиям, в дальнейшем именуется «приведенной к базисным условиям» или просто приведенной ($q_{пр}$). Для стержневых мельниц Оленегорской фабрики действительные параметры таковы:

$$q_{74} = 0,9 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}; \quad d_0 = 50 \text{ мм}; \quad \psi = 0,55;$$

$$\left(\frac{G_c}{V} \right) = 2,3 \text{ т/м}^3; \quad D = 2,5 \text{ м}.$$

Для перехода к приведенным условиям вычисляем по формулам (591) — (599) следующие коэффициенты:

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{50}{30}} = 1,13; \quad K_\psi = \frac{0,60}{0,55} = 1,09;$$

$$K_G = 1; \quad K_D = \left(\frac{3}{2,5} \right)^{0,5} = 1,10.$$

* Или 85 американских коротких тонн.

Отсюда приведенная удельная производительность стержневой мельницы Оленегорской фабрики

$$q_{пр} = q_{74} K_d K_\psi K_G K_D =$$

$$= 0,9 \cdot 1,13 \cdot 1,09 \cdot 1 \cdot 1,10 = 0,9 \cdot 1,35 = 1,21 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

(где поправка на расчетную крупность готового продукта принята равной единице).

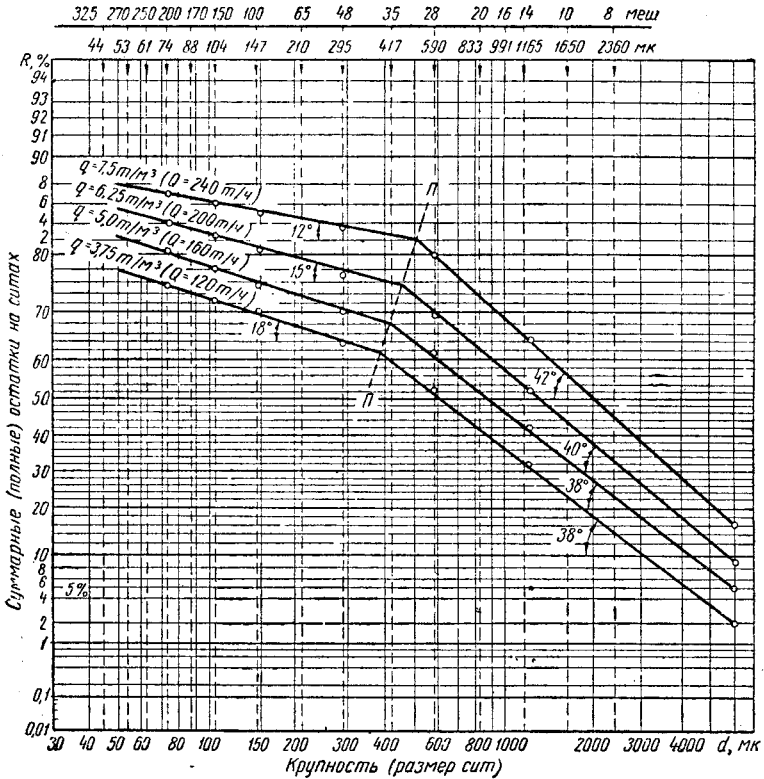


Рис. 129. Характеристики продуктов мокрого измельчения криворожских магнетитовых кварцитов на НКГОКе (стержневая мельница 3200 × 4500)

Для фабрики «Биббит» параметры равны:

$$q_{74} = 0,88 \text{ т/м}^3; \quad K_d = \sqrt[4]{\frac{25}{30}} = 0,95; \quad K_\psi = 1;$$

$$K_G = \frac{2,3}{2,5} = 0,92; \quad K_D = 1$$

и приведенная производительность

$$q_{пр} = q_{74} K_d K_G = 0,88 \cdot 0,95 \cdot 0,92 = 0,77 \text{ т/м}^3.$$

На фабрике Новокриворожского горнообогатительного комбината (НКГОКа) установлены стержневые мельницы, полностью отвечающие базисным условиям. Поэтому фактическая удельная производительность по вновь образованному классу 0,074 мм здесь совпадает с приведенной. При испытаниях определены характеристики крупности продуктов (рис. 129). Полученные показатели работы мельницы приведены в табл. 52.

Показатели работы стержневой мельницы на фабрике НКГОКа

Показателя	№ опыта			
	1	2	3	4*
Производительность по исходному Q , $т/ч$	120	160	200	(240)
Удельная производительность по исходному $q = \frac{Q}{V}$, $т/м^3 \cdot ч$	3,75	5	6,25	(7,5)
Номинальная крупность готового продукта d_k , $мм$	4	6	8	10
Содержание класса минус 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)
Удельная производительность по вновь образованному q_{74} , $т/м^3 \cdot ч$	0,81	0,82	0,81	(0,80)

* Цифры в скобках получены экстраполяцией.

Примечание. Содержание класса минус 0,074 $мм$ в исходном $\alpha_{74} = 3\%$.

Из этих данных видно, что при больших нагрузках приведенная удельная производительность составляет здесь $q_{пр} = q_{74} = 0,80$ $т/м^3 \cdot ч$.

Во всех дальнейших расчетах по стержневым мельницам этот показатель НКГОКа $q_{баз} = 0,80$ $т/м^3 \cdot ч$ также принят за базисный; коэффициент измельчаемости всех прочих руд находится из сопоставления приведенной и базисной производительности и обозначается символом $K_{изм}$.

На основании приведенных выше данных имеем:
для новокриворожских кварцитов

$$K_{изм} = 1; \quad (604)$$

для таконитов

$$K_{изм} = \frac{q}{q_{баз}} = \frac{0,77}{0,80} = 0,96; \quad (605)$$

для оленегорской руды

$$K_{изм} = \frac{1,2}{0,8} = 1,5. \quad (606)$$

В. Фабрики для руд цветных металлов

На Балхашской меднообогатительной фабрике, где принят полузамкнутый цикл для стержневой мельницы (см. рис. 123), ставились опыты измельчения привозной очень крепкой медной руды Джеккаганского месторождения [8]. Характеристика исходной руды представлена в виде ломаной 1 на рис. 130 (кривые 2 и 3 относятся к продуктам фабрики КУМЗа).

На стержневой мельнице 2700×3600 ($V = 18$ $м^3$) при полузамкнутом цикле достигалась производительность по исходному $Q = 53$ $т/ч$. При этом в мельницу возвращалась часть песков в количестве $P = 21$ $т/ч$ при содержании $\Theta_{74} = 9,5\%$ класса минус 0,074 $мм$. Разгрузка мельницы содержала около 23% того же класса (исходная руда имела $\alpha_{74} = 2\%$). Удельная производительность по вновь образованному классу найдется по следующему балансу.

В мельницу подавалось мелочи: со свежей рудой $Q \frac{\alpha}{100}$ ($т/ч$) и с оборотной частью песков $P \frac{\Theta_{74}}{100}$ ($т/ч$), а всего $\frac{Q\alpha + P\Theta}{100}$ ($т/ч$).

Выходило из мельницы всего $(Q + P)$ ($т/ч$) с содержанием $\beta_{74}\%$, следовательно, мельница выдавала мелочи $(Q + P) \frac{\beta}{100}$ ($т/ч$).

Вновь образовано на единицу объема (по разности)

$$q_{74} = \frac{(Q + P)\beta - (Q\alpha + P\Theta)}{100V} = \frac{(53 + 21)23 - (53 \cdot 2 + 21 \cdot 9,5)}{100 \cdot 18} = 0,78 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}. \quad (607)$$

Расчетные параметры мельницы таковы:

$$q_{74} = 0,78 \text{ т/м}^3; \quad d_0 = 60 \text{ мм}; \quad \psi = 0,67;$$

$$\left(\frac{G_c}{V}\right) = \frac{42}{18} = 2,3 \text{ т/м}^3; \quad D = 2,5 \text{ м}; \quad \delta = 2,7 \text{ т/м}^3.$$

Для перехода к базисным условиям имеем коэффициенты перехода [см. формулы (591) — (595)]:

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{60}{30}} = 1,19; \quad K_\psi = \frac{0,60}{0,67} = 0,9; \quad K_G = 1; \quad K_D = \sqrt{\left(\frac{3}{2,5}\right)} = 1,10.$$

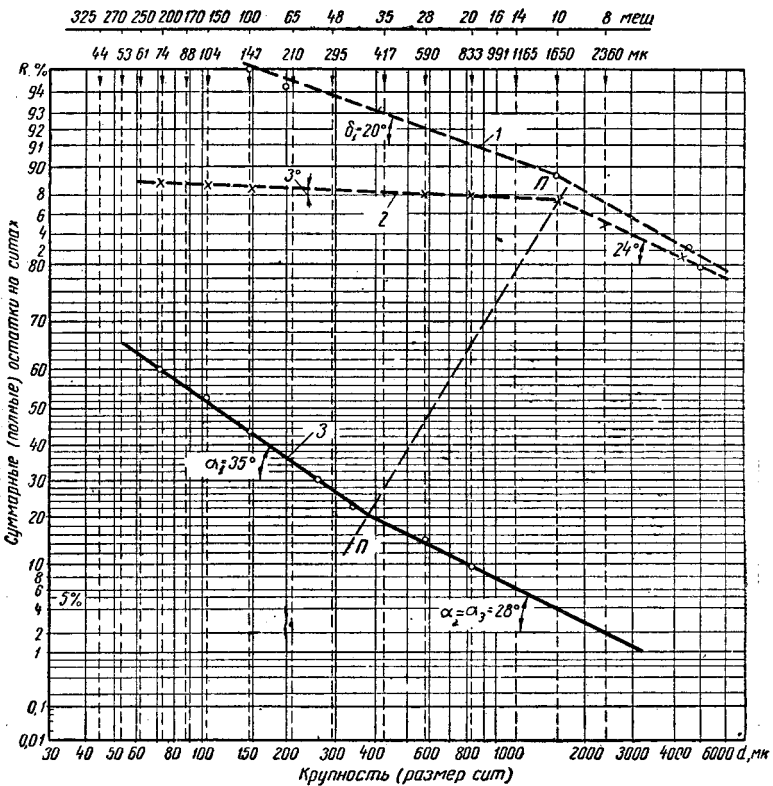


Рис. 130. Характеристики исходной руды и продукта измельчения фабрики КУМЗА*:

1 — исходная руда (джезказганская); 2 — исходная руда Красногвардейского рудника; 3 — измельченная руда Красногвардейского рудника

Общий коэффициент

$$K_0 = K_d K_\psi K_G K_D = 1,19 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1,10 = 1,18.$$

Приведенная удельная производительность при работе на джезказганской руде

$$q_{пр} = q_{74} K_0 = 0,78 \cdot 1,18 = 0,92 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

Измельчаемость (по новокриворожским кварцитам)

$$K_{изм} = \frac{0,92}{0,80} = 1,15. \quad (608)$$

При обработке коунрадской медной (порфировой) руды на той же Балхашской фабрике производительность по исходному повышается примерно до 65—70 т/ч, причем параметры α , β , θ и Π оста-

* Красноуральский медный завод.

ются почти на прежнем уровне. В связи с этим удельная производительность по вновь образованному повышается до

$$q_{74} = \frac{(Q + П)\beta - (Q\alpha + П\theta)}{100V} = \frac{(65 + 21) 23 - (65 \cdot 2 + 21 \cdot 9,5)}{100 \cdot 18} = 0,92 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

Для перехода к приведенной удельной производительности пользуемся ранее вычисленным коэффициентом $K_0 = 1,18$, откуда для коунрадской руды

$$q_{пр} = q_{74} K_0 = 0,92 \cdot 1,18 = 1,08 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

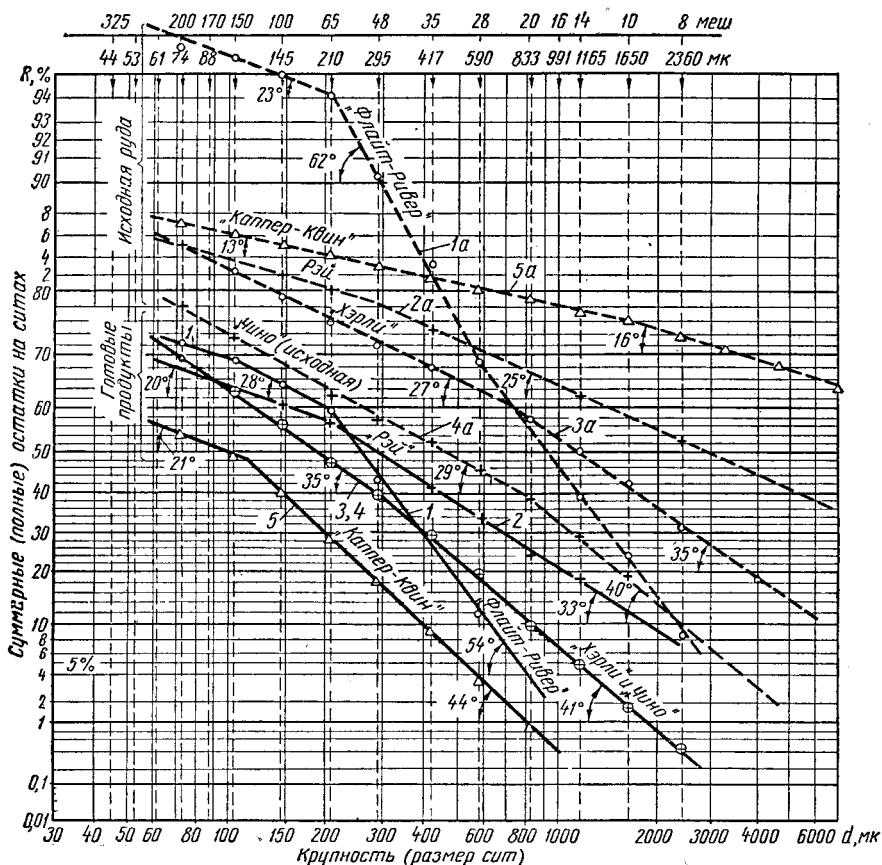


Рис. 131. Характеристики исходной руды и продуктов мокрого измельчения в стержневых мельницах некоторых зарубежных фабрик для обогащения руд цветных металлов (пунктир — исходная руда)

Относительная измельчаемость по криворожским кварцитам

$$K_{изм} = \frac{1,07}{0,80} = 1,35. \quad (609)$$

Из зарубежных фабрик, где стержневые мельницы работают в открытом цикле, следует остановиться на фабриках «Хэрли» и «Рэй» [9]. Стержневая мельница фабрики «Хэрли» размерами 2135×3050 ($V = 9,4 \text{ м}^3$) имеет скорость вращения $n = 20 \text{ об/мин}$ ($\psi = 0,66$). Вес стержней 19 т, или 2 т/м^3 ; диаметр стержней 75 мм, расход стали $0,2 \text{ кг/т}$. Мощность двигателя $N_{дв} = 130 \text{ квт}$ (потребляемая 116 квт). Исходная руда — медная, крупность 10—0 мм (5% остатка на сите 10 мм); характеристика ее представлена пунктирной линией 3а на рис. 131, содержание мелочи $\alpha_{74} = 15\%$.

Показатели работы стержневых мельниц (работающих в открытом цикле) фабрик США

Показатели	Фабрика					
	«Каппер-Квин»	«Монте-зума»	«Флайт-Ривер»	«Херли»	«Чино»	«Рей»
Номинальные размеры мельницы $D \times L$, мм	1830× 3660	1830× 3660	1980× 3660	2135× 3050	2135× 3050	2745× 3660
Диаметр в свету D , м	1,7	1,7	1,8	1,94	1,94	2,55
Полезный объем V , м ³	8,2	8,2	9	9	9	18,7
Вес стержней G_c , т	17,2	16,3	5	19	19	45,4
Вес стержней на единицу объема $\left(\frac{G_c}{V}\right)$, т/м ³	2,1	2,0	2,78	2,0	2,1	2,4
Расход стержней, кг/т	0,67	0,5	0,19	—	0,2	0,19
Размер догружаемых стержней d_c , мм	75	75	50	75	75	75
Скорость вращения мельницы n , об/мин	17,5	17,5	16,9	20	19,9	14,0
То же в долях критической ψ , %	56	56	56	66	66	55
Установочная мощность $N_{дв}$, квт	112	—	149	130	130	261
Производительность по исходному Q , т/ч	20,2	16,6	32,2	60	56,7	117
Удельная нагрузка $q = \frac{Q}{V}$, т/м ³ ·ч	2,46	2,02	3,57	6,4	6,30	6,25
Крупность исходной руды d_0 , мм	~38	~38	~3	12	~3	19
Содержание класса минус 0,074 мм в исходном α_{74} , %	13,4	7	4	15	21,9	15,6
То же, в готовом β_{74} , % (рис. 131)	45,6	27,6	27,2	31	33,2	33,3
Прирост $(\beta_{74} - \alpha_{74})$, %	32,2	20,6	23,2	16	11,3	17,7
Фактическая удельная производительность по вновь образованному $q_{74} = q \frac{(\beta - \alpha)}{100}$, т/м ³ ·ч	0,80	0,42	0,83	1,02	0,71	1,10
Коэффициенты перехода: на крупность исходного $K_d = \sqrt[4]{\frac{d_0}{30}}$	1,05	1,05	0,56	0,8	0,56	0,89
на скорость вращения $K_\psi = \frac{0,6}{\psi}$	1,07	1,07	1,07	0,91	0,91	1,09
на стержневую нагрузку $K_G = \frac{2,30}{\left(\frac{G_c}{V}\right)}$	1,1	1,15	0,83	1,15	1,1	0,95
на диаметр $K_D = \left(\frac{3}{D}\right)^{0,5}$	1,33	1,33	1,29	1,22	1,24	1,09
общий $K_0 = K_d K_\psi K_G K_D$	1,64	1,71	0,64	1,02	0,70	1,0
Приведенная удельная производительность $q_{пр} = q_{74}(K_0)$	1,31	0,72	0,53	1,04	0,50	1,10
Коэффициент измельчаемости по отношению к новокриворожским кварцитам ($q_{баз} = 0,80$) $K_{изм}$	1,64	0,9	0,66	1,30	0,62	1,38

При производительности $Q=60$ т/ч или удельной нагрузке мельницы $q = \frac{Q}{V} = \frac{60}{9,4} = 6,4$ т/м³ содержание расчетного класса в готовом продукте $\beta_{74} = 31\%$ (характеристика 3 на рис. 131); расчетная крупность $d_k = 1,17$ мм (5% остатка на сите 14 меш).

Удельная производительность по вновь образованному

$$q_{74} = q \frac{\beta_{74} - \alpha_{74}}{100} = 6,4 \frac{31 - 15}{100} = 1,02 \text{ т/м}^3.$$

Для приведения к базисным условиям вводим следующие поправочные коэффициенты.

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{10}{30}} = 0,8; \quad K_\psi = \frac{0,60}{0,66} = 0,91;$$

$$K_G = \frac{2,3}{2,0} = 1,15; \quad K_D = \left(\frac{3}{2}\right)^{0,5} = 1,22.$$

Отсюда нагрузка, приведенная к базисным условиям,

$$q_{\text{пр}} = q_{74} K_d K_\psi K_G K_D = 1,02 \cdot 0,8 \cdot 0,91 \cdot 1,15 \cdot 1,22 = 1,04 \text{ т/м}^3.$$

По сравнению с новокриворожскими кварцитами коэффициент измельчаемости равен

$$K_{\text{изм}} = \frac{1,04}{0,80} = 1,30.$$

Следовательно, медная руда, обрабатываемая на фабрике «Хэрли», по измельчаемости очень близка к коунрадской ($K_{\text{изм}} = 1,35$).

Сводка данных по ряду других зарубежных фабрик (данные заимствованы из справочника Таггарта [14]) приведена в табл. 53.

В последней строке табл. 53 дан коэффициент сравнительной измельчаемости, отнесенный к криворожским кварцитам. Он колеблется в довольно широких пределах: от $K_{\text{изм}} = 0,62$ до $K_{\text{изм}} = 1,64$.

Характеристики крупности исходной руды и готовых продуктов изображены на рис. 131 (где обращает на себя внимание своеобразный вид характеристик на фабрике «Флайт-Ривер»).

В. Сводка данных к расчету стержневых мельниц мокрого помола

На основании приведенных выше данных с достаточной достоверностью можно сделать вывод о том, что для стержневых мельниц мокрого помола вполне допустим расчет по показателю q_{74} , принятому для шаровых мельниц с замкнутым циклом, т. е. удельной производительности по вновь образованному мелкому классу минус 0,074 мм.

1. Обозначая через Q (т/ч) общую производительность мельницы по исходной руде и через V (м³) ее полезный объем, имеем: удельная производительность по исходному

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

удельная производительность по вновь образованному

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

где β_{74} — содержание класса минус 0,074 мм в готовом продукте, %; α_{74} — то же, в исходном.

2. В качестве базисной за основу расчета можно принять удельную производительность по вновь образованному, полученную на Новокриворожской железообогатительной фабрике (НКГОК),

$$q_{\text{баз}} = 0,80 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

Параметры мельницы и ее режимы, принятые для мельницы НКГОКа, условно считаются базисными; они сокращенно могут быть записаны следующим образом:

$$D_n \times L = 3200 \times 4500; \quad D = 3 \text{ м}; \quad V = 32 \text{ м}^3;$$

$$n = 14,6 \text{ об/мин}; \quad \psi = 0,6; \quad G_c = 74 \text{ т};$$

$$\frac{G_c}{V} = \frac{74}{32} = 2,3 \text{ т/м}^3; \quad d_0 = 30 \text{ мм.}$$

Отнесенная к этим базисным условиям удельная производительность какой-либо мельницы (считая по вновь образованному классу минус 0,074 мм) именуется в дальнейшем приведенной.

3. Для любой стержневой мельницы приведенная производительность может быть выражена через базисную с помощью условного коэффициента измельчаемости (относительно новокриворожской руды)

$$q_{\text{пр}} = q_{\text{баз}} K_{\text{изм}} = 0,80 K_{\text{изм}}. \quad (610)$$

Например, для оленегорской руды коэффициент измельчаемости равен $K_{\text{изм}} = 1,5$, отсюда приведенная удельная производительность по вновь образованному

$$q_{\text{пр}} = 0,80 \cdot 1,5 = 1,20 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

В табл. 53 и 54 приведены значения коэффициентов измельчаемости для некоторых руд.

Таблица 54

Приведенная удельная производительность и коэффициент измельчаемости (к расчету стержневых мельниц)

Тип руды	Приведенная удельная производительность q_{74} , т/м ³ ·ч	Коэффициент измельчаемости (по новокриворожским кварцитам) $K_{\text{изм}}$
Такониты («Сильвер-Бей», США)	0,77	0,96
Твердые криворожские кварциты (НКГОК)	0,80	1,00
Твердые медные руды типа джекказганских	0,92	1,15
Медно-порфировая руда средней крепости (Балхаш-коурадская)	1,08	1,35
Мягкая железная руда (оленегорская)	1,20	1,50
Особо мягкая медная руда (Красногвардейского рудника СУМЗа)	1,80	2,25

4. Если параметры мельницы и ее механического режима не отличаются от базисных, то фактический показатель q_{74} данной мельницы совпадает с приведенной производительностью:

$$q_{74} = q_{\text{пр}}. \quad (611)$$

В том случае, когда параметры не совпадают с базисными, для перехода от одного показателя к другому необходимо ввести поправочный коэффициент K_0 :

$$q_{\text{пр}} = K_0 q_{74}. \quad (612)$$

Справедлива и обращенная формула

$$q_{74} = \frac{q_{\text{пр}}}{K_0}. \quad (613)$$

5. Общий коэффициент перехода K_0 определяется как произведение пяти основных поправочных коэффициентов:

$$K_0 = K_d K_\psi K_G K_D K_k. \quad (614)$$

Первый из них (K_d) дает поправку на крупность исходного питания стержневой мельницы; приближенно он равен

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{d_0}{30}}, \quad (615)$$

где d_0 — расчетная крупность исходного питания (мм), т. е. размер отверстия сита, на котором остаток равен 5%.

Коэффициент K_d характеризует, насколько увеличится (реже уменьшится) производительность в том случае, когда вместо руды крупностью 30 мм в мельницу будет подаваться стандартная руда крупностью 50 мм (при прочих равных условиях). Например, переход с руды $d_0 = 50$ мм на руду 30 мм даст увеличение производительности в $K_d = \sqrt[4]{\frac{50}{30}} = 1,19$ раза, т. е. на 19%.

Вторая поправка (K_ψ) на скорость вращения принимается здесь по приближенной формуле

$$K_\psi = \frac{0,60}{\psi}, \quad (616)$$

в которой ψ — фактическая скорость вращения, выраженная в долях критической, а 0,60 — относительная скорость, принятая для базисных условий.

Третья поправка (K_G) вводится на удельную стержневую загрузку (определяемую как отношение $\frac{G_c}{V}$, в котором G_c — общий вес стержней, m ; V — объем мельницы, m^3). Для стандартных условий принимается $\frac{G_c}{V} = \frac{74}{32} = 2,3$ т/м³. Если для данной мельницы рассматриваемый параметр несколько отличается от стандартного значения, то поправка приближенно принимается обратно пропорциональной ему:

$$K_G = \frac{2,3}{\left(\frac{G_c}{V}\right)}. \quad (617)$$

Например, если мельница недогружена стержнями и параметр равен $\frac{G_c}{V} = 2$ т/м³, то поправка будет

$$K_G = \frac{2,3}{2} = 1,15.$$

Это означает, что после догрузки стержней до базисного веса производительность мельницы повысится на 15%.

Четвертая поправка — на диаметр мельницы — вычисляется по известной формуле

$$K_D = \left(\frac{3}{D}\right)^{0,5}, \quad (618)$$

где D — фактический диаметр в свету;

3 — диаметр базисной мельницы, м.

Формула основана на предположении, что удельная производительность пропорциональна корню квадратному из отношения внутренних диаметров.

Наконец, последний коэффициент K_k вводится лишь в специальном случае, а именно тогда, когда сравнивается работа одной и той же

мельницы на одной и той же руде, но при стержнях разных размеров. В этом случае верхний предел крупности будет различен, а потому должна быть введена какая-то поправка на условную крупность (K_k). Для обычных расчетов, когда сравниваются разные мельницы, условно принимается, что размеры стержней подобраны нормально, по принципу подобия, и потому поправочный коэффициент $K_k = 1$. Значение коэффициента $K_{изм}$ для некоторых руд СССР приведено в табл. 54, а зарубежных — в табл. 53.

§ 81. Характеристика крупности готовых продуктов открыто-циклового измельчения в стержневых мельницах

При проектировании измельчительного отделения и при расчете стержневых мельниц представляет интерес вероятная характеристика крупности продукта помола. Гранулометрический состав продукта не может быть заранее рассчитан с абсолютной точностью, тем не менее приблизительный вид характеристики может быть намечен на основе анализа имеющихся данных.

Все приведенные выше диаграммы («гранулограммы») могут быть условно разбиты на три следующие зоны, как показано на схематическом рис. 132:

- а) зону тонких и мелких классов, для которых верхним пределом можно считать 0,1—0,2 мм;
- б) зону средних классов с нижним пределом 0,1 (до 0,2) мм и верхним 0,5 (или 0,3) мм;
- в) зону крупных классов +0,5 (или +0,3) мм.

Каждая из характеристик исходной руды и готового продукта представляет собой ломаную, состоящую из двух или трех отрезков. При этом точки перелома (P_1, P'_1, P_2, P'_2) располагаются вблизи границ раздела зон. Поэтому любую характеристику, например Ia на рис. 132, можно представить себе как ломаную, состоящую из следующих отрезков: луча OP_1 , лежащего в зоне мелких классов и образующего угол α_1 с горизонталью, затем среднего участка (P_1P_2), соответствующего зоне средних классов (угол наклона α_2), и, наконец, участка крупных классов (P_2N) с углом α_3 .

Величина характерных углов наклона α_1, α_2 и α_3 зависит от следующих факторов: углов наклона участков характеристики исходной руды, размеров стержней и их распределения в смеси, крепости (измельчаемости) руды и, наконец, от производительности стержневой мельницы.

В целях различения обозначим углы исходной характеристики или пятия мельницы (кривая AM на рис. 132) через δ_1, δ_2 и δ_3 .

Точки переломов (P'_1 и P'_2) на исходной характеристике (AM) смещены вправо по сравнению с соответствующими точками переломов на характеристиках продуктов измельчения и в связи с этим линии переломов P'_1P_1 и P'_2P_2 несколько наклонены по отношению к вертикали. Поэтому на исходной характеристике границы зон также должны быть смещены вправо. Однако в целях общности угол δ_1 будем считать эквивалентным углу α_1 , угол δ_2 — среднему углу α_2 и угол δ_3 — углу α_3 , пренебрегая смещением точек перелома.

Первое, что необходимо отметить при сравнительном обзоре характеристик исходной руды, изображенных на рис. 124—131, это то обстоятельство, что в пределах диаграммы (до $d \leq 6$ мм) соответствующие ломаные почти всегда (за исключением лабораторных опытов) состоят только из двух отрезков, а не трех. Поэтому чаще всего имеет место либо равенство $\delta_1 = \delta_2$, либо $\delta_2 = \delta_3$. Так, например, на рис. 125, приготовленная в лабораторных условиях проба нефелина 6—0 мм дает на характеристике три угла: $\delta_1 = 28^\circ$, $\delta_2 = 36^\circ$ и $\delta_3 = 54^\circ$, но на рис. 126

(нефелин крупностью 25—0 мм), где $\delta_1 = 26^\circ$, имеем $\delta_2 = \delta_3 = 30^\circ$, т. е. ломаная имеет только два участка. Далее, на рис. 127 $\delta_1 = \delta_2 = 40^\circ$, $\delta_3 = 50^\circ$; аналогично на рис. 128 $\delta_1 = \delta_2 = 24^\circ$ и $\delta_3 = 33^\circ$ и т. д.

Сводка значений углов приведена в табл. 55.

Из трех углов δ_1 , δ_2 и δ_3 определяющее значение для работы мельницы имеет только первый угол δ_1 , два остальных играют второстепенную роль и их можно не принимать во внимание.

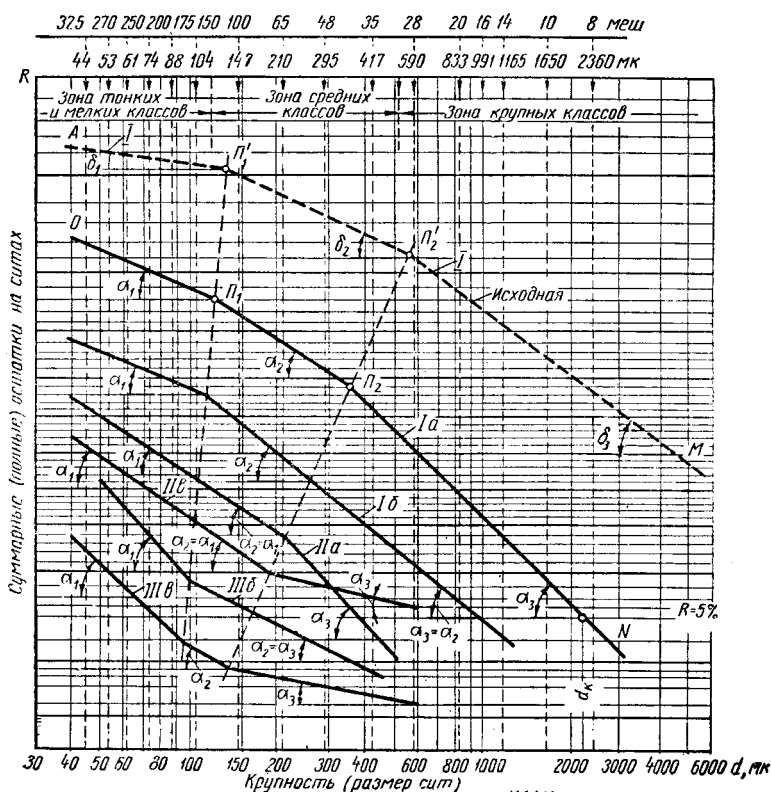


Рис. 132. Типовые характеристики готовых продуктов стержневых мельниц

Возвращаясь к схематической диаграмме рис. 132, мысленно представим себе, что характеристика того или иного готового продукта Ia , Ib и т. д. образуется на диаграмме в результате некоторого «движения» исходной характеристики AM и ее элементов в плоскости чертежа, а именно: точки переломов P'_1 и P'_2 «скользят» по соответствующим «направляющим» P'_1P_1 и P'_2P_2 , причем сокращается или удлиняется средний участок $P'_1P'_2$, а каждый из трех участков исходной характеристики поворачивается при этом на тот или иной угол по отношению к первоначальному положению так, что в результате угол δ_1 превращается в угол α_1 , средний угол δ_2 — в α_2 и δ_3 — в α_3 .

Легко убедиться, что такого рода кинематическое преобразование легко осуществляется на всех диаграммах (см. рис. 126—133).

При таком подходе к гранулограммам* можно сформулировать следующие положения.

* Под этим условным термином понимаются диаграммы, построенные на двойной логарифмической сетке, где нанесена серия характеристик, соответствующих различным условиям измельчения.

Начальный угол α_1 характеристики. Угол α_1 зависит главным образом от начального угла δ_1 , а именно: α_1 больше δ_1 , как общее правило, примерно на 6—8°:

$$\alpha_1 - \delta_1 = 6 - 8^\circ. \quad (619)$$

Следовательно, в области мелких классов работа стержней характеризуется увеличением угла наклона этой части характеристики, т. е. как бы к образованию каждого из самых мелких классов в относительно большем количестве, чем их было вначале (положение OP_1 на рис. 132 можно рассматривать как переход из AP_1 путем вращения вокруг точки A и сдвига точки A в точку O).

Угол поворота, т. е. разность $(\alpha_1 - \delta_1)$, зависит от относительного количества мелких стержней и производительности стержневой мельницы. Для средних условий приращение угла наклона составляет 6—8°. Таковы фабрики «Каппер-Квин», «Хэрли», «Чино», «Сильвер-Бей», Оленегорская (табл. 55). Такова же разность $(\alpha_1 - \delta_1) = 36^\circ - 28^\circ = 8^\circ$ при наибольшей производительности лабораторной мельницы ($q = 1,84 \text{ кг/л} \cdot \text{ч}$), работающей на мелких стержнях (см. кривую 2 на рис. 124); но это разность здесь постепенно увеличивается по мере понижения производительности. Так, при $q = 0,98 \text{ кг/л}$ разность $\alpha_1 - \delta_1 = 40^\circ - 28^\circ = 12^\circ$ и доходит до $\alpha_1 - \delta_1 = 56^\circ - 28^\circ = 28^\circ$ при дальнейшем снижении производительности до $q = 0,31 \text{ кг/л}$ (последняя в 6 раз меньше начальной). Однако производительность оказывает такое влияние на угол α_1 только при измельчении в мельнице периодического действия и при наличии большого количества мелких стержней. Понижение производительности отвечает увеличению времени пребывания материала в мельнице T , а следовательно, и снижению верхнего предела крупности измельчаемой в данный момент руды:

В противоположность этому при работе мельниц непрерывного действия колебания производительности уже практически почти не отражаются на угле наклона первого участка α_1 . Это видно из рис. 126, иллюстрирующего работу полупромышленной мельницы непрерывного действия. При снижении нагрузки мельницы угол α_1 не только не увеличился, но понизился (с 32 до 28°). Даже в мельнице периодического действия угол α_1 изменяется мало, если в смеси нет мелких стержней (см. рис. 125, где $\alpha_1 = 36 \div 37 \div 38^\circ$).

В условиях промышленных мельниц, где работа на чрезмерно мелких стержнях исключена, угол α_1 (а следовательно, и разность $\alpha_1 - \delta_1$), остается стабильным и почти не зависящим от производительности. Это подтверждается гранулограммами Оленегорской фабрики (см. рис. 127) и НКГОКа (см. рис. 129). Следовательно, в большинстве случаев практики разность $(\alpha_1 - \delta_1)$, равная в большинстве случаев практики 6—8°, остается характерной для стержневых мельниц независимо от их нагрузки.

Отклонение разности $(\alpha_1 - \delta_1)$ от среднего значения 6—8° следует приписать роли стержней.

Как видно из рис. 126, где отражен случай работы без мелких стержней, разность $(\alpha_1 - \delta_1)$ при относительно тяжелых стержнях уменьшается до 3—6°. Отсюда можно было бы заключить, что на фабрике «Рэй» (см. рис. 131, и табл. 55), где $(\alpha_1 - \delta_1) = 3^\circ$, применялись слишком крупные стержни. В действительности соотношение между размером стержней ($d_c = 75 \text{ мм}$) и крупностью исходной руды ($d_0 = 19 \text{ мм}$), принятое на фабрике «Рэй», следует признать почти нормальным. Следовательно, пониженное значение разности $(\alpha_1 - \delta_1)$ здесь следует приписать либо неточностям ситовых анализов, либо тому, что к моменту снятия характеристики в стержневой загрузке случайно оказалось сравнительно

Элементы характеристик исходной руды и готовых продуктов стержневых мельниц

Фабрика или установка	Диаграмма	Крупность пита- ния, мм	Диаметр догружае- мых стержней, мм	Углы наклона участков характеристики, град					Разность $\alpha_1 - \beta_1$, град	Тип ха- ракте- ристики	Заклю- чение
				исходной руды		готового продукта					
				δ_1	δ_2	α_1	α_2	α_3			
Лаборатор- ная мельни- ца с круп- ными стерж- нями	Рис. 125 линии 3 и 4	6	32	28	36	35— 37	44— 50	60	+8 (7—9)	$\alpha:$ $\alpha_3 > \alpha_1$ $\alpha_3 > \alpha_2$ ($\alpha_3 = 60^\circ$)	Нет мелких стержней, наи- большие — слиш- ком крупные. Пониженная производитель- ность (мельница недогружена)
Полупро- мышлен- ная мель- ница 650× ×1300 с крупными стержнями	Рис. 126 линии № 1, № 2, № 3	25	80 и 50	26	30	32— 29	36— 39	42— 43	+4 (3—6)	$Ia:$ $\alpha_2 > \alpha_1$ $\alpha_3 > \alpha_2$	Мало мелких стержней
«Флайт- Ривер»	Рис. 131 линии 1a и 1	3	50	23	62	28	54	54	+5	$Ib:$ $\alpha_2 > \alpha_1$ $\alpha_3 > \alpha_2$ ($\alpha_2 = 54^\circ$)	Для данной руды (3—0 мм) слишком круп- ные стержни
«Рей»	Рис. 131 линии 2a и 2	19	75	17	25	20	33	33	+3	$Ib:$ $\alpha_2 > \alpha_1$ $\alpha_3 = \alpha_2$	Для данной руды недоста- точно мелких стержней
«Каппер- Квин»	Рис. 131 линия 5a и 5	38	75	13	16	21	44	44	+8	$Ib:$ $\alpha_2 > \alpha_1$ $\alpha_3 = \alpha_2$	Для данной руды взяты стержни повы- шенной круп- ности
НКГОК	Рис. 129	30	100	—	—	12— 17	38— 42	38— 42	—	$Ib:$ $\alpha_2 > \alpha_1$ $\alpha_3 = \alpha_2$	Почти нор- мальная стерж- невая загрузка
Лаборатор- ная мельни- ца с крупны- ми стержня- ми	Рис. 125 линия 2	6	32	28	36	36	36	60	8	$IIa:$ $\alpha_2 = \alpha_1$ $\alpha_3 > \alpha_2$ ($\alpha_3 = 60^\circ$)	Нагрузка очень большая Для данной руды — нор- мальные стерж- ни
«Херли»	Рис. 131 линия 3a и 3	12	75	27	35	35	35	41	+8	$IIa:$ $\alpha_2 = \alpha_1$ $\alpha_3 > \alpha_2$ ($\alpha_3 = 41^\circ$)	Нормальная стержневая за- грузка

Фабрика или установка	Диаграмма	Крупность пита- ния, мм	Диаметр догружае- мых стержней, мм	Углы наклона участков характеристики, град					Разность $\alpha_1 - \delta_1$, град	Гип характе- ристики	Заключе- ние
				исходной руды		готового продукта					
				δ_1	δ_2	α_1	α_2	α_3			
«Чино»	Рис. 131 линия 4а и 4	3	75	29	40	35	35	41	+6	II а: $\alpha_2 = \alpha_1$ $\alpha_3 > \alpha_2$ $\alpha_3 = 41^\circ$	Нормальная стержневая за- грузка
«Сильвер Бей»	Рис. 128	25	100	24	33	30	30	38	+6	II а: $\alpha_2 = \alpha_1$ $\alpha_3 > \alpha_2$ $(\alpha_3 = 38^\circ)$	То же
Лаборатор- ная мельни- ца с мелки- ми стерж- нями	Рис. 124 линии 3, 4 и 5	6	22 и 16	28	36	40— 56	40— 56	20— 10	8—28	II в: $\alpha_2 = \alpha_1$ $\alpha_3 < \alpha_2$ $\alpha_3 = 20^\circ$	Мелкие стерж- ни; нагрузка сильно занижена
Оленегор- ская	Рис. 127	50	100	40	10	48	38	38	+9	III б: $\alpha_2 < \alpha_1$ $\alpha_3 = \alpha_2$ $(\alpha_3 = 38^\circ)$	Много мелких стержней; сле- дует увеличить диаметр догру- жаемых стерж- ней
КУМЗ	Рис. 132	60	100	3	24	35	28	28	32	III б: $\alpha_2 < \alpha_1$ $\alpha_3 = \alpha_2$	Для данной руды (60—0 мм) слишком мел- кие стержни

мало мелких стержней (характеристика определялась сразу же после полной смены стержней).

Прямо противоположный случай наблюдался на Красноуральской фабрике (КУМЗ). Здесь (см. рис. 130 и табл. 55) разность ($\alpha_1 - \delta_1$) достигла 35—3 = 32°. Этот необычный эффект можно, по-видимому, объяснить либо значительным количеством мелких стержней в стержневой загрузке, либо повышенной крупностью исходной руды (60—0 мм), по отношению к которой стержни диаметром 100 мм являются мелкими.

Таким образом, разность $\alpha_1 - \delta_1 = 6—8^\circ$ можно считать нормальной; а резкие отклонения от нее в ту или другую сторону — аномалией.

Угол среднего участка. Переходя к углу наклона α_2 среднего участка, можно констатировать, что здесь возможны три основных случая: I — второй характерный угол больше первого ($\alpha_2 > \alpha_1$); II — оба угла равны ($\alpha_2 = \alpha_1$); III — второй угол меньше первого ($\alpha_2 < \alpha_1$).

На основании анализа работы мельниц можно заключить, что соотношение между α_2 и α_1 определяется относительной крупностью стержней. Случай I ($\alpha_2 > \alpha_1$) имеет место тогда, когда для руды данной крупности и крепости выбрана такая смесь стержней, в которой отсутствуют

или имеется очень мало мелких стержней; случай II ($\alpha_2 = \alpha_1$) соответствует нормальному количеству мелких и, наконец, случай III ($\alpha_2 < \alpha_1$) обнаруживается тогда, когда в смеси взято чрезмерно много мелких стержней.

Третий угол α_3 . Каждому из трех основных случаев могут соответствовать три возможных соотношения между третьим и вторым углом:

а) $\alpha_3 > \alpha_2$;

б) $\alpha_3 = \alpha_2$;

в) $\alpha_3 < \alpha_2$.

Соотношение «а» характерно для такой смеси, в которой стержни наибольшего размера являются чрезмерно крупными (относительно); соотношение «б» — для средних (нормальных) и «в» — для относительно легких (наибольших) стержней.

Типы характеристик. Поскольку каждый из трех основных случаев ($\alpha_2 > \alpha_1$; $\alpha_2 = \alpha_1$ и $\alpha_2 < \alpha_1$) может сочетаться с одним из трех соотношений для третьего угла ($\alpha_3 > \alpha_2$; $\alpha_3 = \alpha_2$ и $\alpha_3 < \alpha_2$), с математической точки зрения всего возможны девять различных вариантов для характеристики крупности продуктов измельчения: Ia, Ib, Iv; IIa, IIб, IIв; IIIa, IIIб, IIIв. Однако легко видеть, что некоторые из них логически исключаются. К таким практически невозможным вариантам относятся следующие три: Iv, IIб и IIIa. Вариант Iv невозможен как внутренне противоречивый (так как случай I соответствует отсутствию мелких стержней, а подслучай «в» — наличию мелких). Вариант IIб должен быть исключен ввиду того, что он приводит к равенству всех трех углов: $\alpha_1 = \alpha_2 = \alpha_3$; но такого рода выпрямление характеристики (превращение ее в прямую линию) не осуществляется при измельчении в открытом цикле, а характерно именно для замкнутого. Наконец, вариант IIIa исключается по той же причине, что и вариант Iv (противоречие: случай III соответствует избытку мелких стержней, подслучай «а» — крупных).

Таким образом, практически возможны всего шесть вариантов, которые представлены в табл. 56.

Таблица 56

Варианты характеристик готового продукта

Случай	Относительное количество мелких стержней в смеси	Относительный размер или количество наибольших стержней смеси		
		а — велик	б — в норме	в — слишком мал
		($\alpha_3 > \alpha_2$)	($\alpha_3 = \alpha_2$)	($\alpha_3 < \alpha_2$)
I	Очень мало ($\alpha_2 > \alpha_1$)	Вариант Ia	Вариант Ib	
II	В норме ($\alpha_2 = \alpha_1$)	Вариант IIa		Вариант IIв
III	Слишком много ($\alpha_2 < \alpha_1$)		Вариант IIIб	Вариант IIIв

Сопоставляя элементы действительных характеристик, изображенных на рис. 124—131, с классификационной табл. 56, относим каждую характеристику к тому или иному из шести основных типов. Так, для фабрики НКГОК (см. табл. 55) реальной является характеристика типа Ib, где $\alpha_1 = 15^\circ$; $\alpha_2 = 38^\circ$ ($\alpha_2 > \alpha_1$); $\alpha_3 = \alpha_2 = 38^\circ$; для Оленегорской фабрики — характеристика типа IIIб, так как $\alpha_1 - \delta_1 = 48 - 40 = 8^\circ$; $\alpha_2 = 38^\circ$ ($\alpha_2 < \alpha_1$) и $\alpha_3 = \alpha_2$.

Из табл. 55 видно, что угол α_3 в большинстве случаев лежит в пределах

$$\alpha_3 = 38 - 44^\circ.$$

(620)

Размер догружаемых стержней. Что касается нормального размера наибольших (догружаемых) стержней, то, судя по данным табл. 55, диаметр стержней должен выбираться по формуле

$$d_c = K \sqrt{d_0}, \quad (621)$$

где d_0 — размер наибольших кусков в питании.

Если измерять d_c и d_0 в миллиметрах, то наиболее подходящим значением коэффициента K следует считать $K=15-20$. Меньшие значения относятся к менее крепким, а большие — к более крепким рудам.

Отвечающие формуле (621) значения d_c помещены в табл. 57.

Таблица 57

Диаметр догружаемых стержней по формуле (621)

Крупность питания d_0 , мм	3	6	10	12	15	20	25	30	40	50	60
Диаметр наибольших догружаемых стержней d_c , мм	25— —35	35— —50	50— —60	50— —70	60— —80	65— —90	75— —100	80— —110	95— —125	100— —140	120— —150

Ход расчета характеристики. Результаты приведенного анализа позволяют наметить следующий ход расчета характеристики продукта измельчения нового измельчительного отделения, оборудованного стержневыми мельницами (рис. 133).

Положим, что исходная руда — медесодержащая, кварцевая, крупностью 25—0 мм, имеющая около 3% класса минус 0,074 мм ($\alpha_{74} = 3\%$), а продукт измельчения должен содержать около 20% того же класса ($\beta_{74} = 20\%$, $R_{74} = 80\%$). Руда — выше средней крепости.

Угол наклона начального участка исходной характеристики (δ_1) зависит от твердости руды и режима работы дробилки последней стадии (т. е. крупности дробленой руды). Для самых слабых руд угол δ_1 достигает 40° (см. рис. 127): для руд средней крепости он понижается до 27—29° (см. 3, 4 на рис. 131); для руд вышесредней крепости угол δ_1 приближается к 20° (см. ломаную 1 на рис. 130) и для особо крепких или крупных $\delta_1 = 8-10^\circ$.

Эти данные относятся к руде не крупнее 30—0 мм. Если же крупность ее больше (около 50 мм), то угол δ_1 примерно на 5° меньше (см. $\delta_1 = 3^\circ$ для ломаной 2 на рис. 130).

Считаем для нашего случая $\delta_1 = 20^\circ$.

Принимая согласно формуле (619) разность $(\alpha_1 - \delta_1) = 8^\circ$, находим, что начальный угол проектируемой характеристики (рис. 133) $\alpha_1 = 20 + 8 = 28^\circ$.

Координаты исходной точки А известны на основании задания $\alpha_A = 0,074$ мм, $R_A = 80\%$. Поэтому, нанеся эту точку на диаграмму (рис. 133), проводим через нее луч $OA\Pi_1$ под углом $\alpha_1 = 28^\circ$ к горизонтالي.

Границу участка мелких классов считаем совпадающей с вертикалью $d = 0,15$ мм. На этой вертикали и отмечаем первую точку перелома Π_1 .

Считаем, что мелкие стержни будут в норме (см. случай II а в табл. 56), отчего угол наклона среднего участка (α_2) будет равен первому: поэтому принимаем $\alpha_2 = \alpha_1 = 28^\circ$ (рис. 133) и продолжаем луч $A\Pi_1$ вправо. Вторую точку перелома Π_2 отсекаем на ординате $d = 0,6$ мм, считая ее левой границей крупных классов.

Для выбора размера наибольших стержней (вновь добавляемых в стержневую загрузку) пользуемся формулой (621), согласно которой,

$d_0 = (15-20) \sqrt{d_0} = (15-20) \sqrt{25} = 75-100$ мм. Принимаем верхний предел $d_c = 100$ мм.

Наконец, для третьего угла α_3 , согласно формуле (620), принимаем его значение 40° .

Под этим углом из точки Π проводим вправо луч $\Pi_2 M$.

Таким образом, вся запроектированная характеристика будет иметь вид ломаной $OP_1 P_2 M$ (рис. 133), соответствующей варианту Πa (см. рис. 132), так как диаметр стержней принят повышенным.

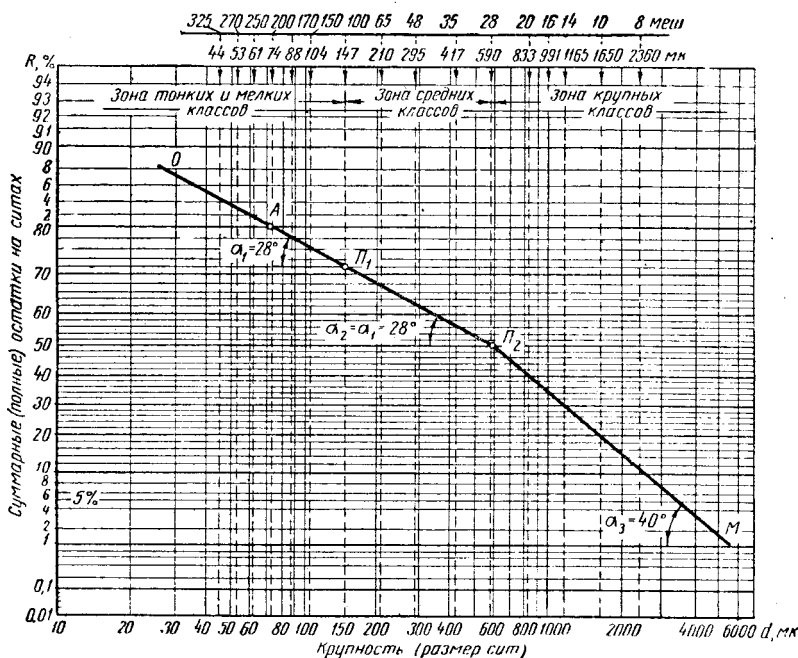


Рис. 133. К примерному расчету характеристики

§ 82. Проектно-компоновочные решения узла стержневых мельниц, применяемых для предварительного измельчения*

Применение стержневых мельниц первого приема возможно в трех вариантах: стержневые мельницы работают в замкнутом цикле (см. рис. 122), в полузамкнутом (см. рис. 123) и в открытом (см. рис. 121).

Вариант замкнутого цикла применяется в настоящее время крайне редко, и потому не останавливаясь на нем, рассмотрим примеры фабрик, скомпонованных по двум другим вариантам.

А. Стержневая мельница в полузамкнутом цикле

С 1936 г. полузамкнутый цикл для стержневой мельницы используется на Балхашской медеобогатительной фабрике. Технологическая схема ее измельчительного отделения изображена на рис. 134, а компоновка оборудования — на рис. 135 и 136.

Руда крупностью 50—0 мм доставляется в главный корпус конвейером 1 и распределяется передвижными тележками по бункерам 2 (параболические, подвесные, металлические). Отсюда питателями руда выдается на горизонтальные сборные ленты 3, с которых перегружается на поперечный наклонный конвейер 4. В каждой секции измельчительного отделения имеется только один такой конвейер, в то время как секция

* О мельницах для самостоятельного измельчения см. § 83.

состоит из двух симметричных половин (полусекций). Поэтому под разгрузочным барабаном конвейера устанавливается рудоделитель, равномерно распределяющий поток руды на две стержневые мельницы 5. Первоначально были установлены мельницы 2700×3600 , однако в 1958 г. фабрика удлинила барабаны мельниц на 600 мм и в настоящее время последние имеют размеры 2700×4200 . Увеличение длины барабана на 16% позволило почти на столько же повысить производительность стержневых мельниц [15].

Классификатор 6 первого приема (5500×5800) снабжен приспособлением (делителем песков), которое позволяет распределить пески на две неравные части: меньшую, возвращаемую в стержневую мельницу 5 шнеком 7, и большую, транспортируемую по желобу 8 в шаровую мельницу 9. Последняя имела те же размеры, что и стержневая (2700×3600), но в настоящее время также удлинена на 600 мм.

Мельница 9 второго приема (шаровая) замкнута на речный классификатор 10 (5500×5800), пески которого возвращаются в нее полностью (шнеком 11).

Слив обоих классификаторов 6 и 10, собираемый в зумпф 12, перекачивается насосом 13 на контрольную классификацию в чашевый классификатор 14—15, пески которого по трубе 16 возвращаются в шаровую мельницу, а слив представляющий собой окончательный продукт, идет на флотацию.

Расположение оборудования видно из чертежа (рис. 135). Необходимо лишь отметить, что в настоящее время из чашевого классификатора удалена чаша 14 и он работает как речный 15.

Операция деления песков первого классификатора придает схеме (рис. 134) необходимую гибкость. Например, в некоторые моменты стержневая мельница может оказаться перегруженной, а шаровая — недогруженной. Соответственным перераспределением песков классификатора 1 можно перебросить часть нагрузки с первой мельницы на вторую. Возможен и противоположный случай*.

Б. Стержневая мельница в открытом цикле

В настоящее время почти во всех случаях, когда стержневые мельницы, предшествующие шаровым, применяются для грубого измельчения первого приема, они работают в открытом цикле по одному из вариантов, изображенных на рис. 121.

Таких вариантов три: 1) подача разгрузки стержневой мельницы в классификатор, пески которого направляются в шаровую мельницу, работающую в открытом цикле (см. рис. 121, б). По этой схеме скомпонована Оленегорская фабрика (рис. 137);

2) подача разгрузки стержневой мельницы непосредственно в шаровую мельницу, работающую в замкнутом цикле (см. рис. 121, а, а также рис. 138 и 139);

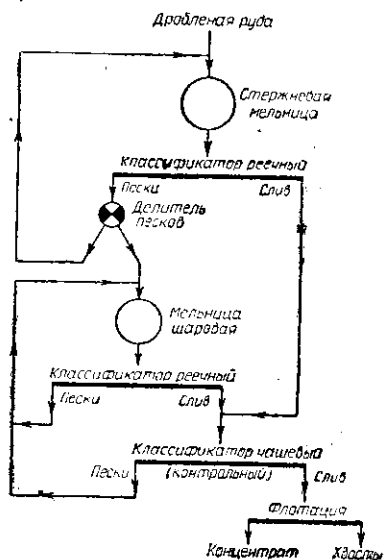


Рис. 134. Схема измельчения на Балхашской фабрике (стержневая мельница в полузамкнутом цикле)

* О технологических показателях см. § 80, Б.

3) подача разгрузки стержневой мельницы в классификатор, в замкнутом цикле с которым работает шаровая мельница (рис. 121, в).

Условия и область применения того или иного варианта определяются при рассмотрении приводимых ниже конкретных примеров.

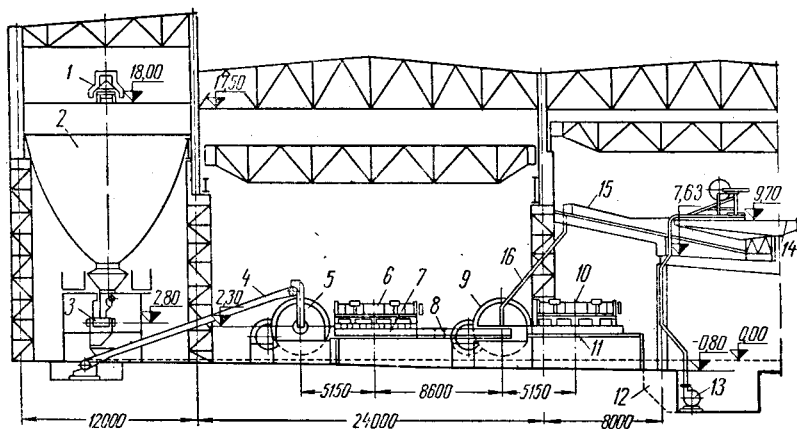


Рис. 135. Разрез измельчительного отделения Балхашской фабрики

На Оленегорской фабрике для обогащения железных руд измельчение производится в два приема. Измельчительное отделение работает по схеме рис. 121, б, т. е. с открытым циклом в обоих приемах. Разгрузка

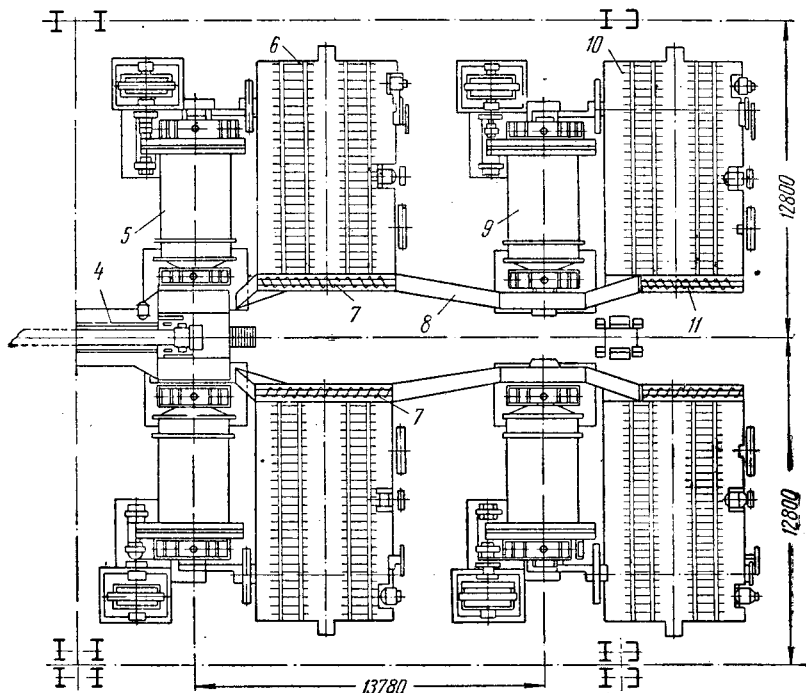


Рис. 136. План измельчительного отделения Балхашской фабрики (к рис. 135)

стержневой мельницы 2700×3600 подается в двухспиральный классификатор ($D = 2000$), пески которого направляются на доизмельчение в шаровую мельницу (2700×3600). Разгрузка шаровой мельницы присоединяется к сливу классификатора и вместе с ним направляется в магнитную сепарацию.

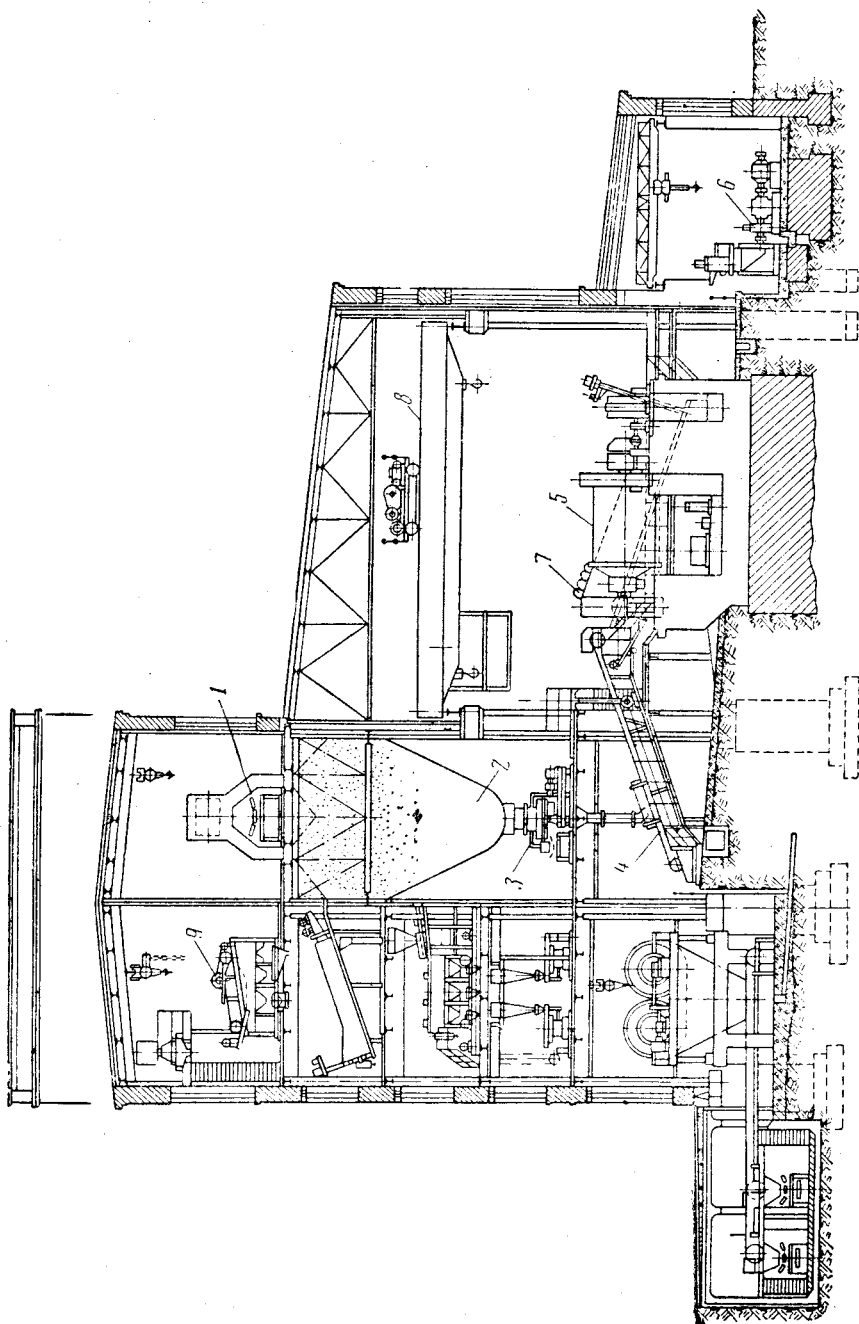


Рис. 137. Корпус обогащения Оленегорской обогатительной фабрики (Механобр)

Расположение оборудования показано на рис. 137 [5]. Мельничный пролет размещен в средней части корпуса обогащения. Весь корпус выполнен в металле и представляет собой четырехпролетное строение длиной 150 м. В первом (пятиэтажном) пролете размещено обогатительное отделение, во втором — подвесной параболический бункер 2. Руда подается в бункер конвейером 1 со сбрасывающими тележками, а выдается тарельчатыми питателями 3 (по четыре на секцию). От питателей руда транспортируется наклонными конвейерами 4 в стержневые мельницы 5.

Первоначально намечалось, что на обогащение будет направляться материал непосредственно после измельчения его в стержневых мельницах, поэтому для разгрузки этих мельниц проектом предназначался зумпф насоса 6, которым и предполагалось перекачивать пульпу в обогатительное отделение (на магнитные сепараторы). Что касается шаровых мельниц, то они предназначались лишь для доизмельчения промежуточных продуктов обогащения. Однако при пуске фабрики обнаружилось, что в разгрузке стержневой мельницы, работающей в открытом цикле с высокой производительностью (порядка 170—180 т/ч), содержится около 1% материала крупнее 5 мм, что дает в смену $0,01 \cdot 175 \cdot 8 = 14$ т.

Эти крупные зерна руды оседают в пульпопроводах, застревают в зумпфах песковых насосов, в магнитных сепараторах, обезвоживающих конусах и т. д. Поэтому фабрику приходилось часто останавливать для полной очистки обогатительных машин и коммуникаций [6].

В связи с этим схема измельчения была изменена: шаровые мельницы были использованы для второго приема измельчения (см. рис. 121, б). Разгрузка стержневой мельницы была направлена из насосов в спиральные классификаторы 7 для выделения слива, пригодного для транспортирования и обогащения; слив классификатора практически не содержит частиц крупнее 1 мм, как это видно по характеристикам крупности (рис. 127). Что касается песков классификатора 7, то они самотеком попадают в шаровые мельницы.

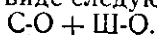
В новых секциях Оленегорской фабрики мельницы первого и второго приемов размещаются на разных уровнях; это обеспечивает самотечную передачу разгрузки стержневой мельницы в классификатор; насосные станции используются только для перекачки слива в обогатительное отделение 9.

Мельничный пролет обслуживается мостовым электрическим краном 8 грузоподъемностью 50/10 т, снабженным электромагнитом для подъема шаров и стержней.

Возвращаясь к количественной схеме, можно отметить, что стержневые мельницы без труда пропускают 160—200 т/ч (см. § 80, А); из этого количества классификатор выдает в виде готового слива около 20—25% (40—45 т/ч) с содержанием $\beta_{74} = 34\%$. Остальная руда, около 120—140 т/ч, поступает в виде песков в шаровую мельницу, а затем выдается ею в доизмельченном виде, но без классификации; крупность продукта шаровой мельницы 95% минус 0,83 мм, при этом $\beta_{74} = 15,8\%$. Суммарный продукт, идущий в обогащение, содержит около 20% класса минус 0,074 мм.

Открытый цикл принят во втором приеме по тем соображениям, чтобы свести к минимуму переизмельчение крупных гематитовых зерен, содержащихся как в исходной руде, так и в промежуточных продуктах, направляемых на доизмельчение в шаровую мельницу.

Если обозначить символом С-О стержневую мельницу, работающую в открытом цикле, через С-З — стержневую, работающую в замкнутом цикле, а аналогично через Ш-О и Ш-З — шаровую в открытом и замкнутом циклах, то схему измельчения Оленегорской фабрики можно сокращенно записать в виде следующей формулы:



Такая схема измельчения рекомендуется для относительно крупновкрапленных магнетито-гематитовых руд [16].

О применении схемы С-О+Ш-О

для какой-либо другой фабрики, кроме Оленегорской, ни в заграничной, ни в отечественной литературе не упоминается. В большинстве случаев для второго приема применяется замкнутый цикл и схема соответствует формуле С-О+Ш-З, которая, в свою очередь, реализуется в двух вариантах для второго приема: с подачей питания непосредственно в шаровую мельницу (см. рис. 121, а) и с питанием второго агрегата через классификатор (см. рис. 121, в). Более распространен на практике второй вариант.

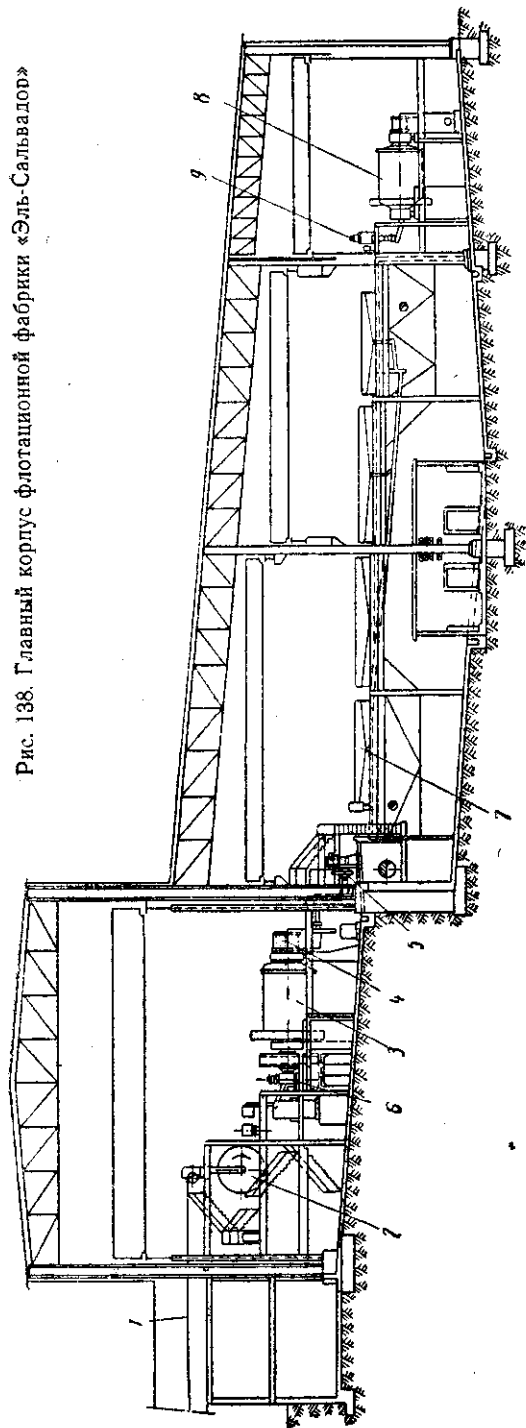
Примером выполнения по первому варианту служат фабрики в Копперхилле и фабрика «Эль-Сальвадор» (рис. 138), по второму — фабрики в Мичигане, «Сан-Мануэль» (рис. 139 и 140) и Новокриворожская фабрика (НКГОК) (рис. 141 и 142).

Копперхилльские фабрики для руд цветных металлов («Изабелла» и «Лондон», (США) работают по технологической схеме, изображенной на рис. 121, а [4]. Измельчение — в два приема. Стержневые мельницы измельчают руду в открытом цикле. Разгрузка их подается непосредственно в мельницу второго приема (шаровую), работающую в замкнутом цикле с вибрационным чашевым классификатором, получившем за рубежом название гидроосциллятора. Слив его имеет $\beta_{74} = 53\%$. Сокращенно схему измельчения записывают в виде формулы: С-О+Ш-З.

Выбор чашевого виброклассификатора взамен обычного спирального американские специалисты объясняют тем, что первый оказывается более производительным, если

считать на единицу занимаемой производственной площади, и процесс классификации происходит в нем с большей эффективностью.

Рис. 138. Главный корпус флотационной фабрики «Эль-Сальвадор»



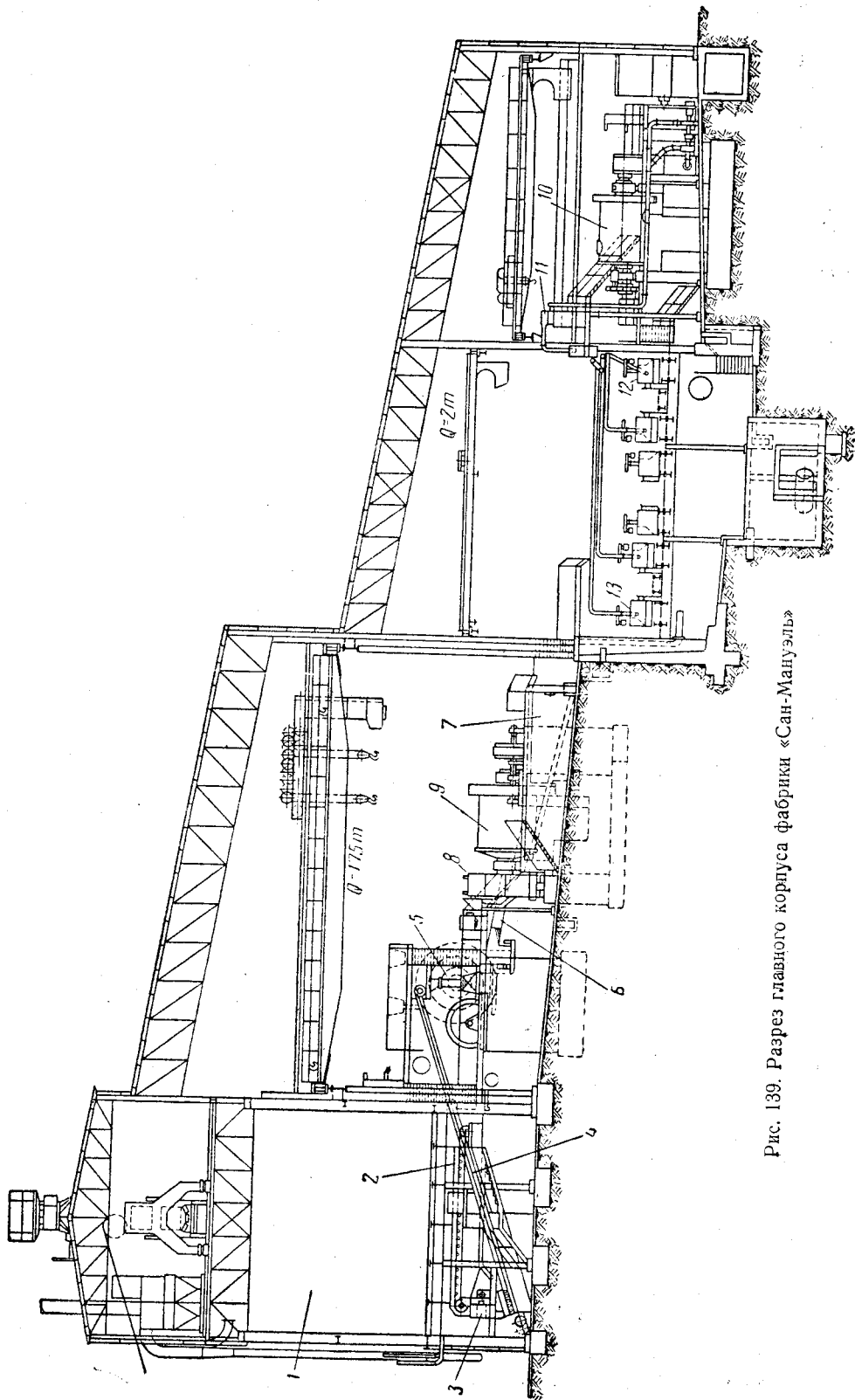


Рис. 139. Разрез главного корпуса фабрики «Сан-Мануэль»

Что касается шаровых мельниц (второй прием измельчения), то они работают, как правило, в каскадном (некатарактном) режиме с перекачиванием шаров, без их подбрасывания.

Наряду с гидроосциллятором широкое применение в качестве классификаторов для мельницы второго приема (шаровой) находят гидроциклоны. Примером фабрики, в которой реализуется та же схема по

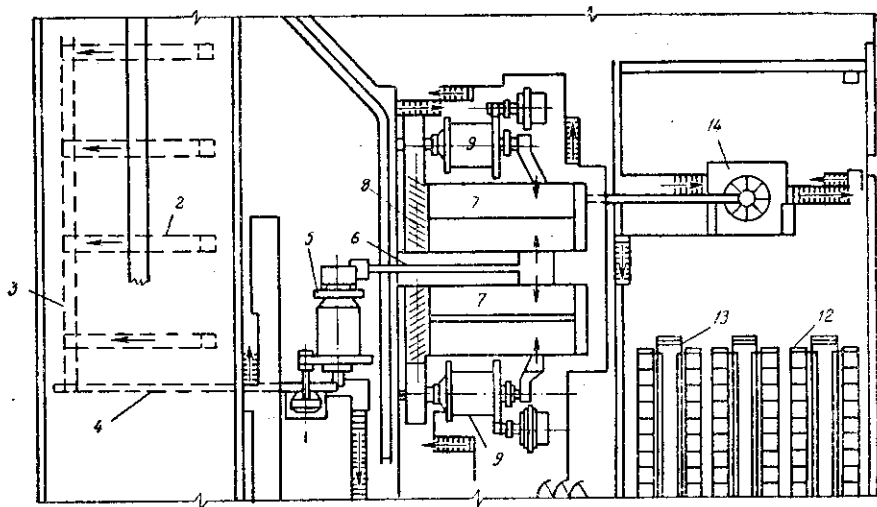


Рис. 140. План главного корпуса фабрики «Сан-Мануэль»

рис. 121, а, но с применением гидроциклонов, может служить новая флотационная фабрика «Эль-Сальвадор» суточной производительностью 33 000 т (построенная по проекту фирмы «Анаконда» [17]). Разрез главного корпуса приведен на рис. 138. Со склада дробленая руда конвейером 1 подается в стержневые мельницы 2 размерами 10'×14' (3050×4270 мм). Разгрузка их направляется непосредственно в шаровые мельницы 3 тех же размеров. На разгрузочной горловине мельницы 3 предусмотрены бутары 4 для выделения скрапа и случайных крупных кусков руды. Подрешетный продукт бутар перекачивается насосами 5 в гидроциклоны 6, пески которых возвращаются в шаровые мельницы 3 на доизмельчение, а слив идет во флотационное отделение 7. Крайний пролет корпуса занят шаровыми мельницами 8 (размером 9'×12' = 2745×3660), работающими в замкнутом цикле с гидроциклонами 9 предназначенными для доизмельчения промпродуктов флотации.

Для рассматриваемой фабрики характерно расположение мельниц: стержневые размещены вдоль фронта, а шаровые — поперек, под углом 90° к первым. В интервалах между стержневыми мельницами смонтированы стержнепогрузочные машины. Благодаря компактности размещения оборудования пролет отделения измельчения сокращен до 27 м.

По схеме С-О+Ш-З (см. рис. 121, в) работают также фабрики «Гумбольдт» и «Рипаблик» для железных руд (штат Мичиган, США). Разгрузка стержневой мельницы подается в вибрационный чашевый классификатор (гидроосциллятор), в замкнутом цикле с которым работает в каскадном режиме шаровая мельница с центральной разгрузкой (без решетки). Как показали исследования, при режиме без подбрасывания шаров достигается лучшее раскрытие сростков и потому при обогащении повышается извлечение полезных компонентов [4].

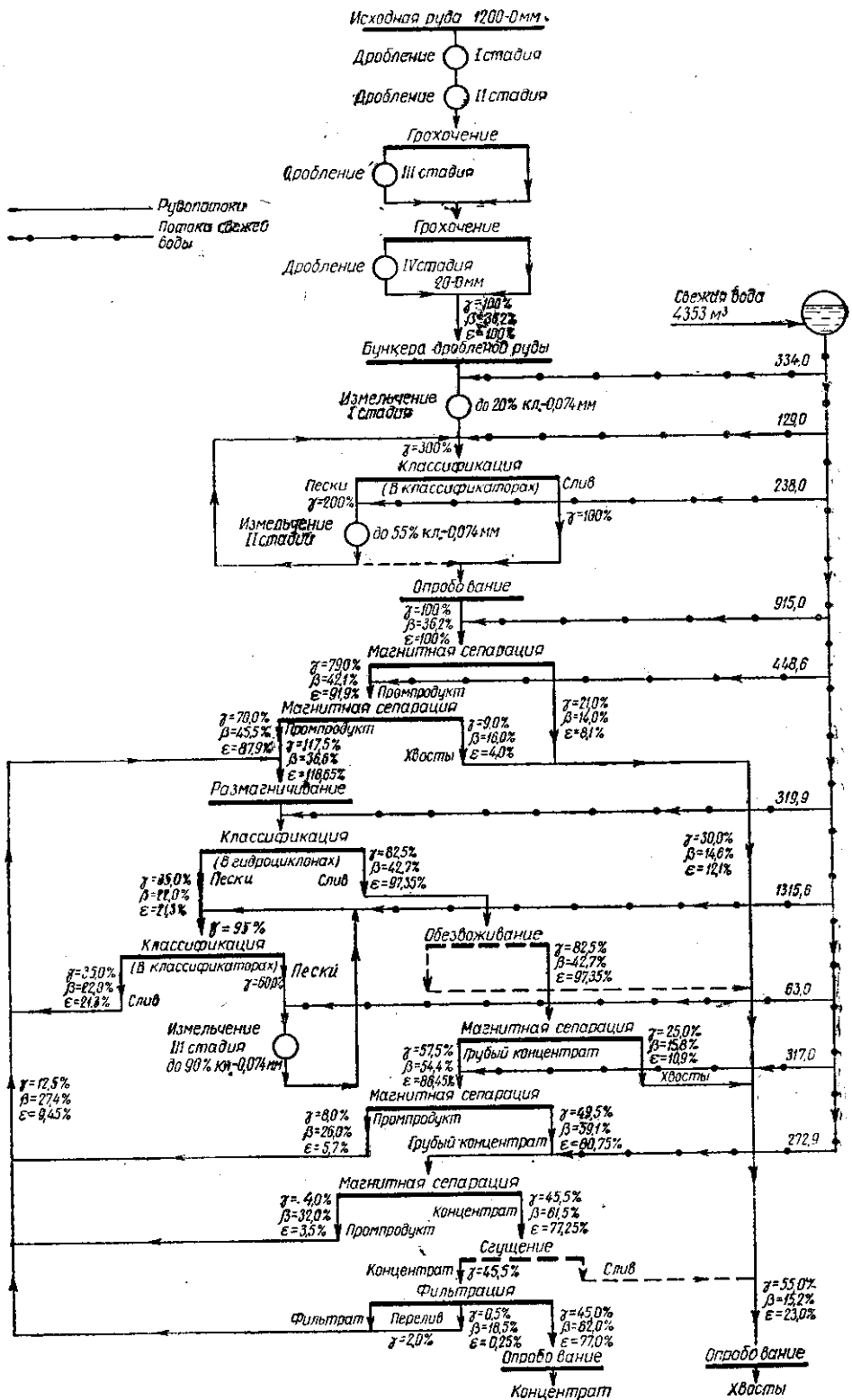
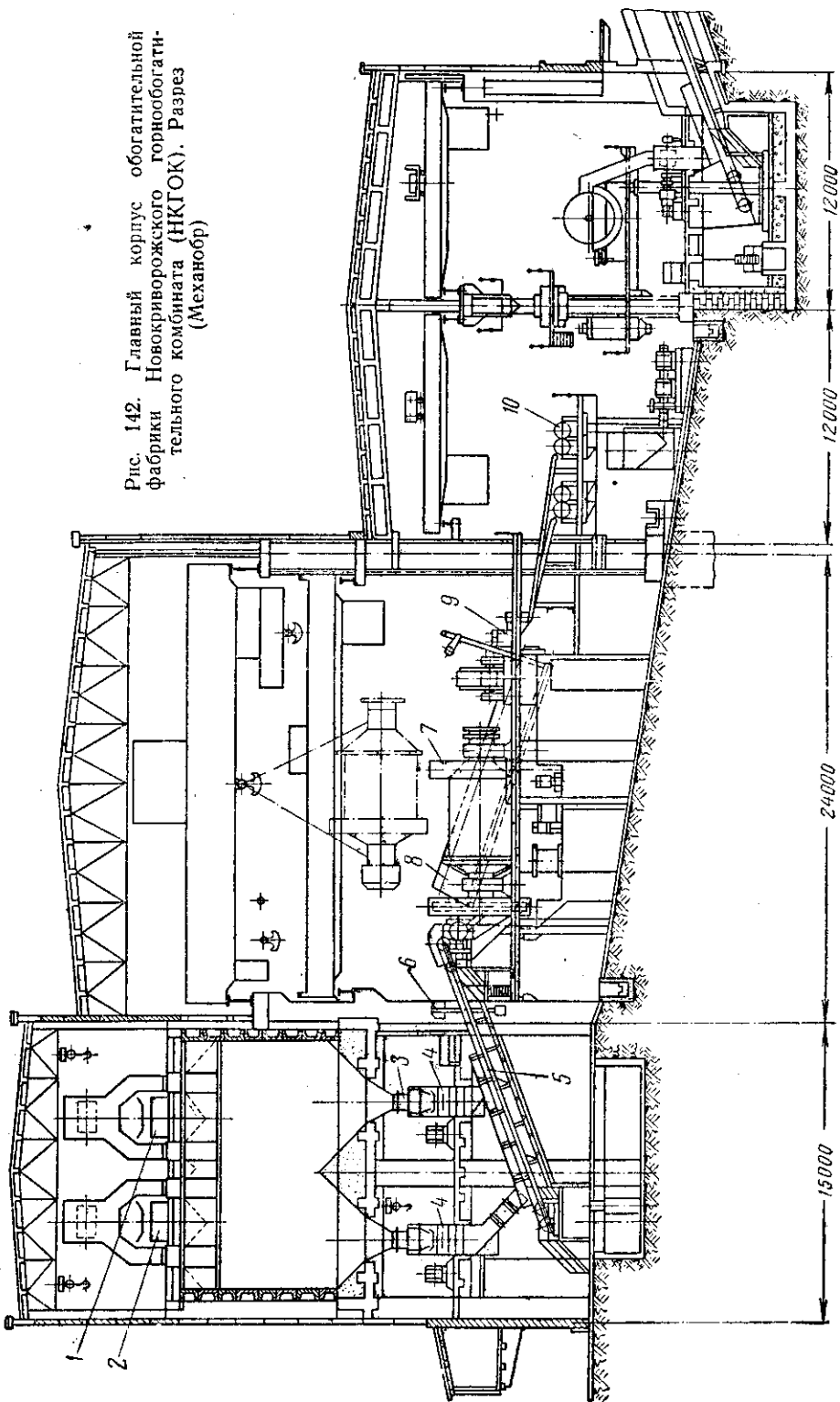


Рис. 141. Технологическая схема фабрики Новокриворожского комбината (НКГОК)

Рис. 142. Главный корпус обогатительной фабрики Новокриворожского горнообогатительного комбината (НКГОК). Разрез (Механобр)



Одна из новейших фабрик США «Сан-Мануэль» имеет ту же схему измельчения С-О+Ш-З. Расположение оборудования показано на рис. 139 и 140. Из бункера 1 руда подается ленточными питателями-конвейерами 2 на сборные ленты 3, а с последних — на наклонный конвейер 4, которым загружается стержневая мельница 5 ($10' \times 13' = 3050 \times 3965$). Разгрузка ее по желобу 6 попадает в два классификатора 7, слив которых идет в пульпораспределитель 14, затем — во флотомашины 12, а пески с помощью шнеков 8 возвращаются в шаровые мельницы 9. В крайнем пролете помещаются шаровые мельницы 10 ($8' \times 12' = 2440 \times 3660$), предназначенные для доизмельчения мелких промпродуктов (третий прием измельчения). Эти мельницы работают в замкнутом цикле с гидроциклонами 11 [18].

Технологическая схема фабрики НКГОКа для обогащения кривокожских магнетитовых железистых пород (в том виде, как она принята в проекте Механобра) изображена на рис. 141.

Узел измельчения работает по формуле С-О+Ш-З (рис. 121, в), т.е. измельчение производится в два приема: в стержневой мельнице (в открытом цикле) и в шаровой, работающей в замкнутом. Разгрузка первой подается в спиральный классификатор, слив которого является окончательным продуктом, идущим в обогащение. Последнее осуществляется магнитной сепарацией в две стадии, между которыми предусмотрено доизмельчение промпродуктов (на проектной схеме рис. 141 эта операция названа «измельчением третьей стадии»).

Расположение аппаратуры приведено на рис. 142.

Сбрасывающими тележками конвейеров 1 и 2 дробленая руда распределяется по ячейкам железобетонного бункера, из которого выдается затем ленточными питателями 3 на сборные горизонтальные конвейеры 4, доставляющие руду к поперечному наклонному конвейеру 5 (с весами 6). Каждая секция обслуживается одним конвейером, подающим руду в комбинированный питатель стержневой мельницы 7 (3200×4500), разгрузка которой попадает в двухспиральный классификатор 8 ($D = 2400$). В замкнутом цикле с ним работает шаровая мельница 3600×4000 .

Слив классификатора является готовым продуктом. С помощью пульподелителя 9 он распределяется по электромагнитным сепараторам 10. Для доизмельчения всех промпродуктов предназначены (не показанные на рис. 142) шаровые мельницы, работающие в замкнутом цикле с гидроциклонами и последовательно установленными за ними спиральными классификаторами.

§ 83. Проектно-компоновочные решения узла стержневых мельниц, примененных для самостоятельного измельчения перед первой стадией обогащения

В последнее время наблюдается тенденция использовать стержневую мельницу для первой стадии измельчения как самостоятельной операции, предшествующей первой стадии обогащения.

На практике получили распространение два варианта: на фабриках для руд редких металлов — работа стержневой мельницы в замкнутом цикле (см. рис. 120, а и б), а на фабриках для обогащения железных руд — измельчение в открытом цикле с подачей разгрузки в магнитный сепаратор (см. рис. 120, в).

А. Стержневая мельница в замкнутом цикле с грохотом

В настоящее время установки, в которых стержневая мельница работает в замкнутом цикле с механическим классификатором (рис. 120, б), не строятся. Поэтому, не останавливаясь на примерах подобного рода,

В качестве конкретных примеров рассмотрим фабрики «Эри», «Сильвер-Бей» и ЮГОК-2, а также некоторые проектируемые.

Технологическая схема фабрики «Эри» представлена на рис. 144 [12, 19], разрез фабрики показан на рис. 145.

Фабрика предназначена для обогащения таконитов (бедных магнетитовых руд) района Верхнего Озера (США); производительность ее около 22 млн. т руды в год, или 6300 т/ч.

Дробление предусмотрено в четыре стадии с замкнутым циклом в последней. Дробленая руда крупностью 25—0 мм доставляется в главный корпус (рис. 145) конвейером 1 со сбрасывающими тележками 2, разгружающими руду в отсеки 3 склада (бункерного типа).

Отсюда руда выдается питателями 6 на конвейер 7, питающий стержневую мельницу 8.

Важной особенностью узла измельчения является применение вибрационных грохотов 10 для грохочения разгрузки стержневых мельниц. Отверстия сит 6 мм. Верхний продукт, т. е. материал +6 мм (имеющий небольшой выход), направляется непосредственно в шаровые мельницы 12 на доизмельчение, а на первичные магнитные сепараторы 11 подается только подрешетный продукт вибрационных грохотов 6—0 мм. Наличие узла грохочения выгодно отличает фабрику «Эри» от сходных с ней по технологической схеме. В частности, ранее уже указывалось, что попытки пуска в эксплуатацию Оленегорской фабрики, где по проекту разгрузку стержневых мельниц предполагалось подавать непосредственно в магнитные сепараторы без ее контрольного грохочения, оказались безуспешными и потому пришлось

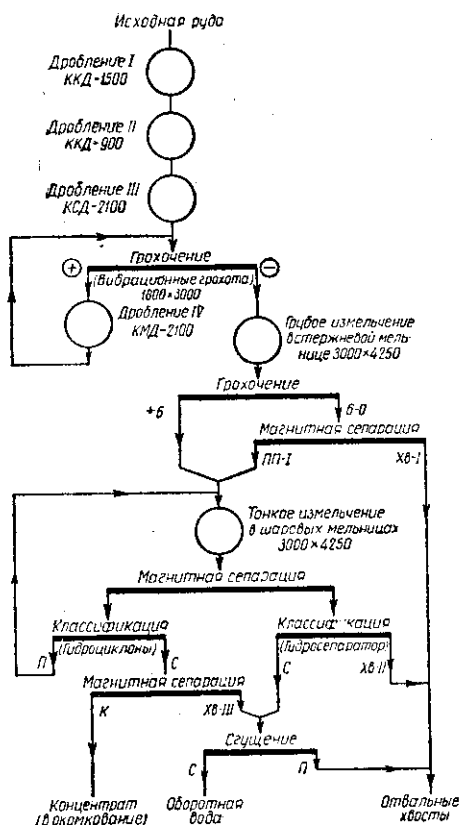


Рис. 144. Технологическая схема магнито-обогащительной фабрики «Эри»

полностью отказаться от проектной схемы, перейдя на подачу разгрузки стержневой мельницы в механический классификатор.

Хотя такого рода неудачное проектное решение повторялось в дальнейшем и на других фабриках («Сильвер-Бей», ЮГОК-2 и др.), оно не имело места при проектировании фабрики «Эри», где с помощью грохотов 10 осуществляется контроль крупности питания первичных сепараторов 11.

Относительно крупные хвосты I сепараторов 11 являются отвальным продуктом, а магнитная фракция — богатым промпродуктом I, нуждающимся в доизмельчении (см. рис. 144).

Узел машин 8—10—11 охватывает аппаратуру первой стадии измельчения и обогащения.

Вторая стадия процессов измельчения и обогащения начинается с шаровых мельниц 12, в которые поступают три продукта: класс +6 мм с грохота 10, промпродукта I из магнитного сепаратора 11 и пески

гидроциклонов 16, в замкнутом цикле с которыми работает шаровая мельница.

Разгрузка шаровой мельницы подвергается контрольному грохочению в бутаре 13, после чего (через пульподелитель) она подается на магнитные сепараторы 15 второй стадии. Здесь дополнительно выделяются мелкие отвальные хвосты II, а магнитная фракция (промпродукт II) направляется на классификацию по крупности в гидроциклоны 16. Пески гидроциклонов возвращаются в шаровую мельницу 12 на доизмельчение, чем замыкается цикл, а богатый по содержанию слив гидроциклонов подается (через пульподелитель) на перечистные магнитные сепараторы 19, выдающие окончательный концентрат, который и направляется на фабрику окомкования.

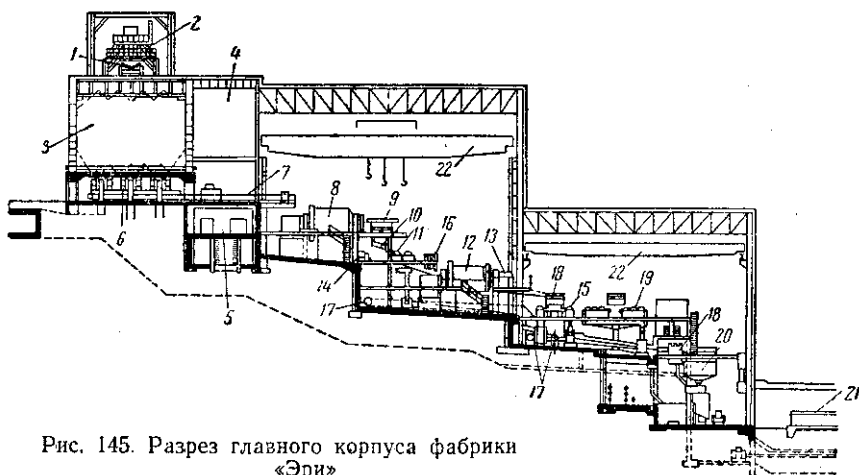


Рис. 145. Разрез главного корпуса фабрики «Эри»

Хвосты II проходят дешламацию в классификаторе 20, слив его дополнительно осветляется в сгустителе 21, а хвосты III направляются непосредственно в тот же сгуститель 21, предназначенный для получения утилизируемой в процессе обратной воды.

Помимо перечисленной аппаратуры в главном корпусе предусмотрены вспомогательные устройства и службы: грузоподъемные краны 22 в пролетах измельчения и магнитной сепарации, ремонтные стенды для мельниц, машины для загрузки стержней 9 и шаров 14, реагентная, щитовые 5 с пультами управления, устройства для улавливания пыли (в помещении 4) конвейеры 17, пульподелители 18 и т. д.

Характерно, что в технологической схеме фабрики «Эри» строго выдержан принцип «не дробить ничего лишнего»: хвосты I выделяются из материала сразу же после первой стадии измельчения и таким образом не попадают снова в мельницу.

В компоновочном отношении характерна значительная разность отметок мельниц первой стадии (стержневых) и второй (шаровых), обеспечивающая самотек материала между ними. Соотношение числа и объема мельниц 1:1.

Проектная технологическая схема фабрик «Бембит» и «Сильвер-Бей» изображена на рис. 146. По проекту предполагалось подавать разгрузку стержневой мельницы непосредственно в магнитные сепараторы. Однако в дальнейшем, как указывается в одном из описаний действующей фабрики [20], к разгрузочной цапфе стержневой мельницы был прикреплен барабанный грохот (бутара) и таким образом осуществляется контрольное грохочение (как и на фабрике «Эри»), однако крайне примитивное. В литературе не указывается размер отверстий в перфорированной бутаре, но, вероятно, оно не меньше 10 или 12 мм.

Поэтому грохочение имеет здесь лишь характер «страховки» на случай проскакивания особо крупных кусков.

Расположение оборудования показано на рис. 147 и 148. Из бункера 1 руда подается системой питателей и конвейеров в стержневую мельницу 2 (на фабрике «Бейбит» 3200×4400, а на «Сильвер-Бей» 3200×4800). Разгрузка ее контролируется бутарой 3, подрешетный продукт которой распределяется на два магнитных сепаратора (надрешетный продукт бутары минует сепараторы), где выделяются отвальные хвосты I. Магнитная фракция, представляющая собой промпродукт I,

самотеком загружается в кожух питателя шаровой мельницы (3200 × 3600).

Так же как и на фабрике «Эри», разгрузка шаровой мельницы подвергается магнитной сепарации второй стадии (на сепараторах 6), где выделяются хвосты II и промпродукт II, который перекачивается в гидроциклоны 7 ($D = 300$ по 4 шт. на каждую мельницу). Слив гидроциклонов поступает на дещламинацию в гидросепаратор 8 (вибрационный чашевый классификатор), а пески идут в шаровую мельницу 5, в результате чего цикл ее замыкается. Сгущенный в классификаторе 8 концентрат поступает в сепаратор 9, после чего идет на сгущение 10 и фильтрацию 11.

Проектная технологическая схема фабрики ЮГОК-2 изображена на рис. 149, план — на рис. 150 и разрез — на рис. 151 [7].

Дробленая руда выдается из бункеров 1 питателями 2 на сборные конвейеры 3, а затем конвейером 4 доставляется в стержневую мельницу 5 (3200 × 4500). В отличие от фабрики «Эри», на ЮГОК-2 проектом не предусматривались специальные грохоты после первой стадии измельчения, а контроль осуществляется только с помощью бутар, укрепленных на

разгрузочных цапфах стержневых мельниц. Подрешетный продукт бутары распределяется здесь непосредственно на два первичных магнитных сепаратора 6, где выделяются первичные хвосты. Промпродукт I идет на доизмельчение в шаровые мельницы 7 (3600×4000), разгрузка которых направляется на магнитные сепараторы 8 второй стадии. Полученный здесь промпродукт II подвергается классификации в гидроциклонах 9; пески гидроциклонов заворачиваются в шаровые мельницы 7, а слив после обезвоживания в классификаторе 10 направляется на дву-

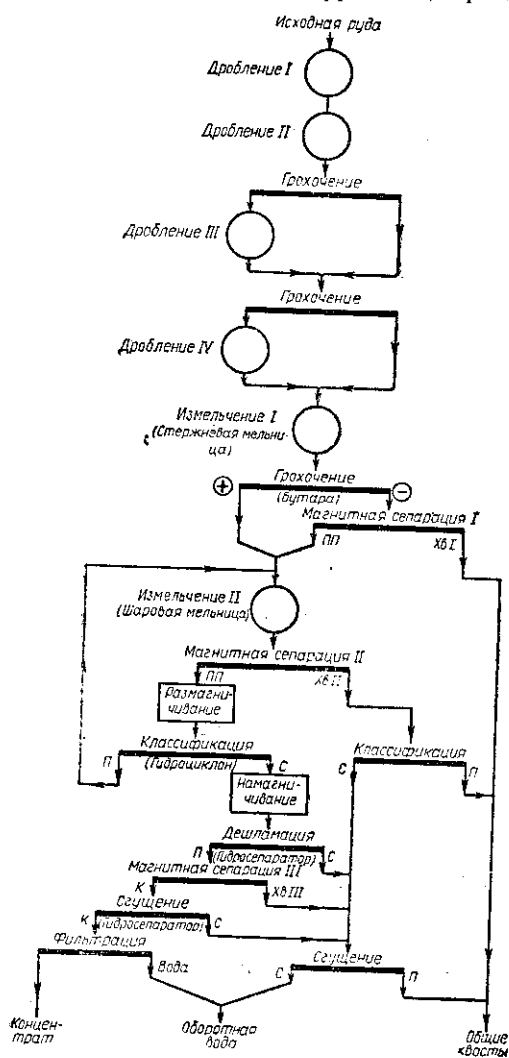


Рис. 146. Технологическая схема фабрики «Сильвер-Бей» и «Бейбит»

кратную пересортировку в магнитные сепараторы 11; концентрат направляется в сгуститель 12 и фильтр 13.

Как и для фабрики «Сильвер-Бей», для фабрики ЮГОК-2 характерно полное отсутствие спиральных классификаторов: здесь на второй стадии измельчения их заменяют гидроциклоны. Исключение классификаторов из схемы позволило упростить схему цепи аппаратов, сократить строительный объем и удешевить фабрику. Однако проект ее подвер-

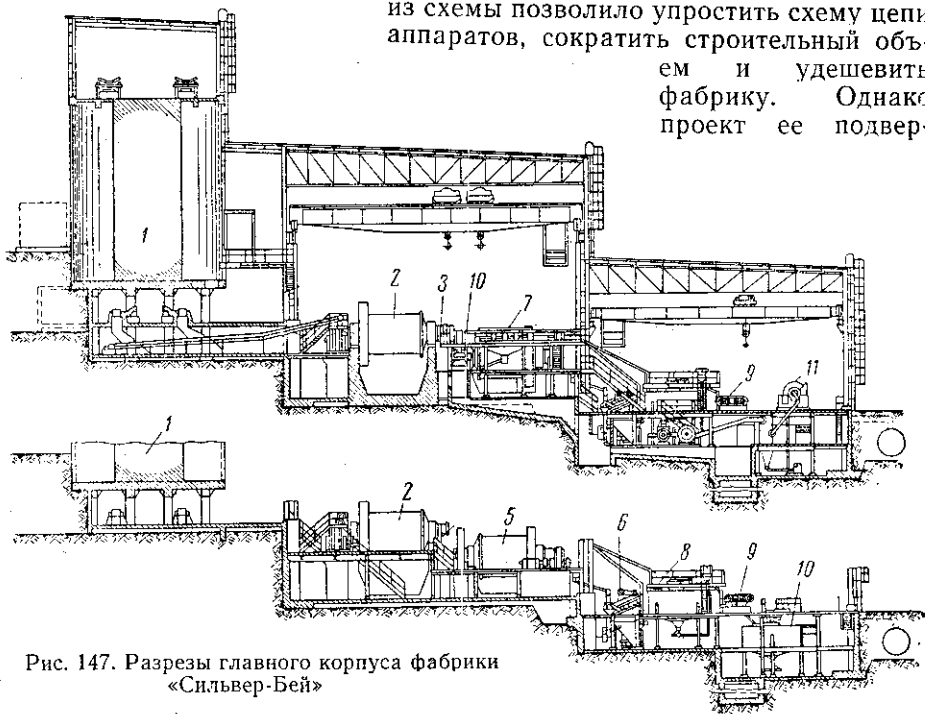


Рис. 147. Разрезы главного корпуса фабрики «Сильвер-Бей»

гался критике в нашей технической литературе [21]. Так, по сравнению с НКГОКом здесь неоправданно сокращено число приемов измельчения с трех до двух. Этот пробел можно восполнить, если две шаровые

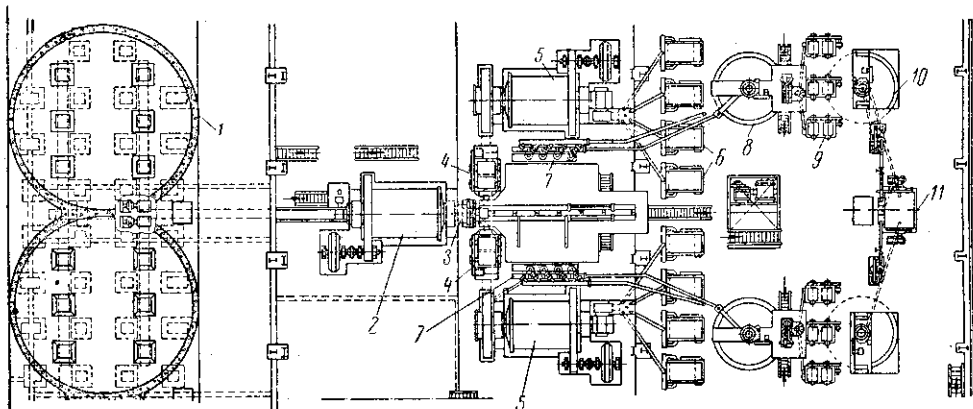


Рис. 148. План главного корпуса фабрики «Сильвер-Бей»

мельницы каждой секции переключить с параллельной на последовательную работу. Тогда каждая стержневая мельница будет питать только одну шаровую, продукт которой будет выдан на сепарацию несколько более крупным, однако промпродукт сепараторов доизмельчится затем

в шаровой мельнице третьей стадии. Как показала практика первых месяцев эксплуатации фабрики, пущенной в 1961 г., переход на трехстадийное измельчение целесообразен.

Помимо того, в проектной схеме имеется еще один узел, требующий внесения коррективов: необходима операция грохочения продукта,

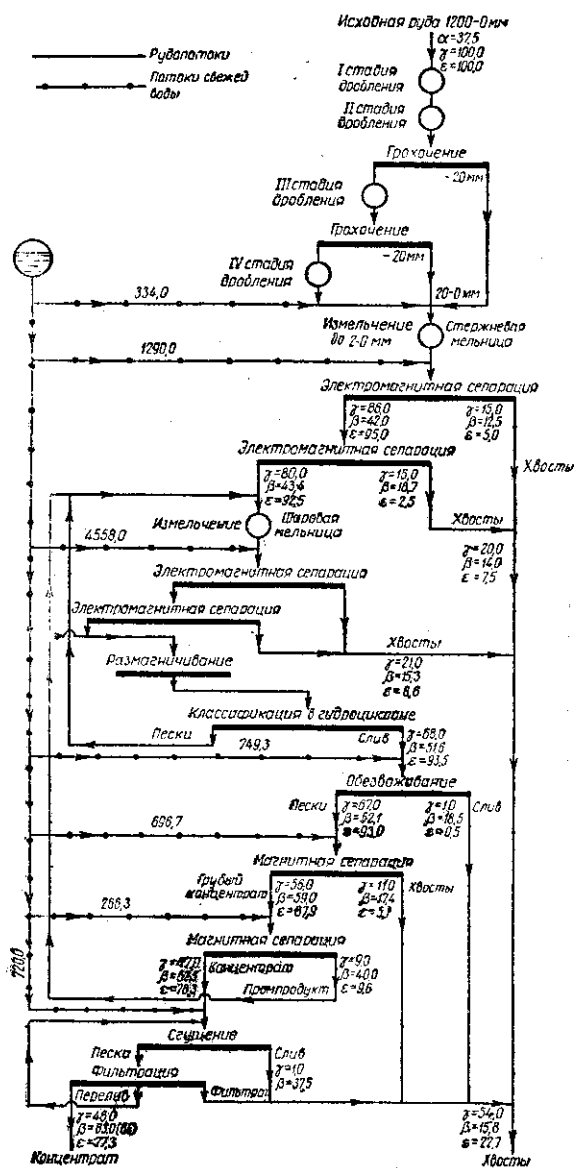


Рис. 149. Проектная технологическая схема фабрики второго Южнокриворожского горнообогатительного комбината (ЮГОК-2)

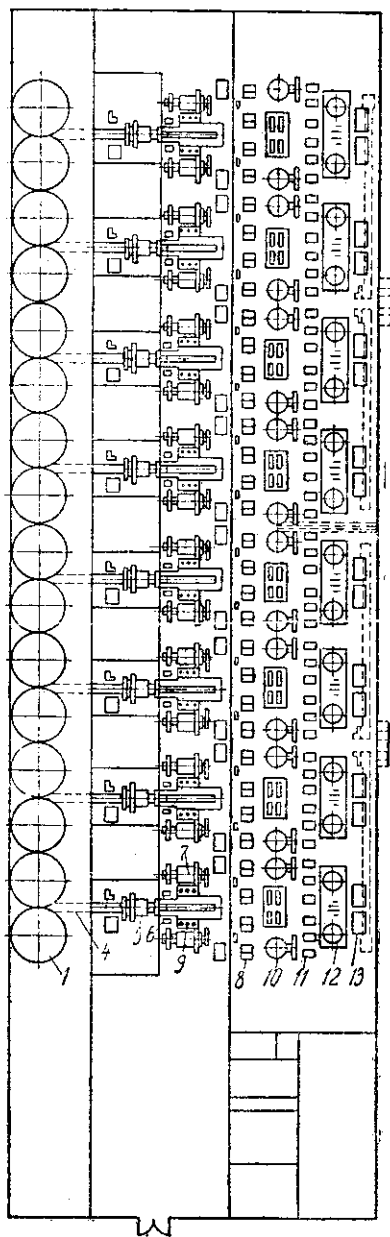


Рис. 150. План главного корпуса фабрики ЮГОК-2

выдаваемого стержневой мельницей, как это принято на фабрике «Эри» (см. рис. 145).

Такого рода поправка реализована в предварительном проекте другой магнитнообогатительной фабрики [20]. Разрез и план главного корпуса представлен на рис. 152. Из стержневой мельницы 1 материал

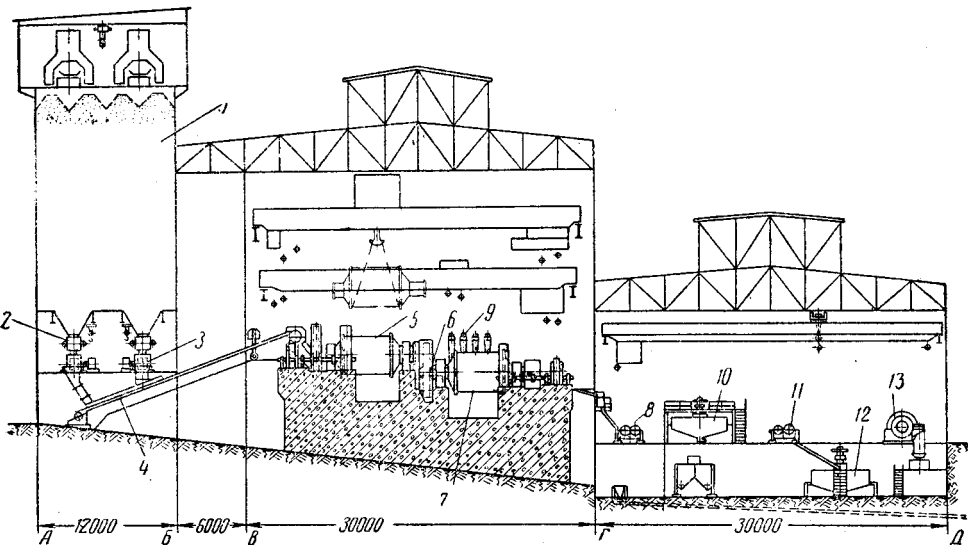


Рис. 151. Разрез главного корпуса фабрики ЮГОК-2 (Механобр)

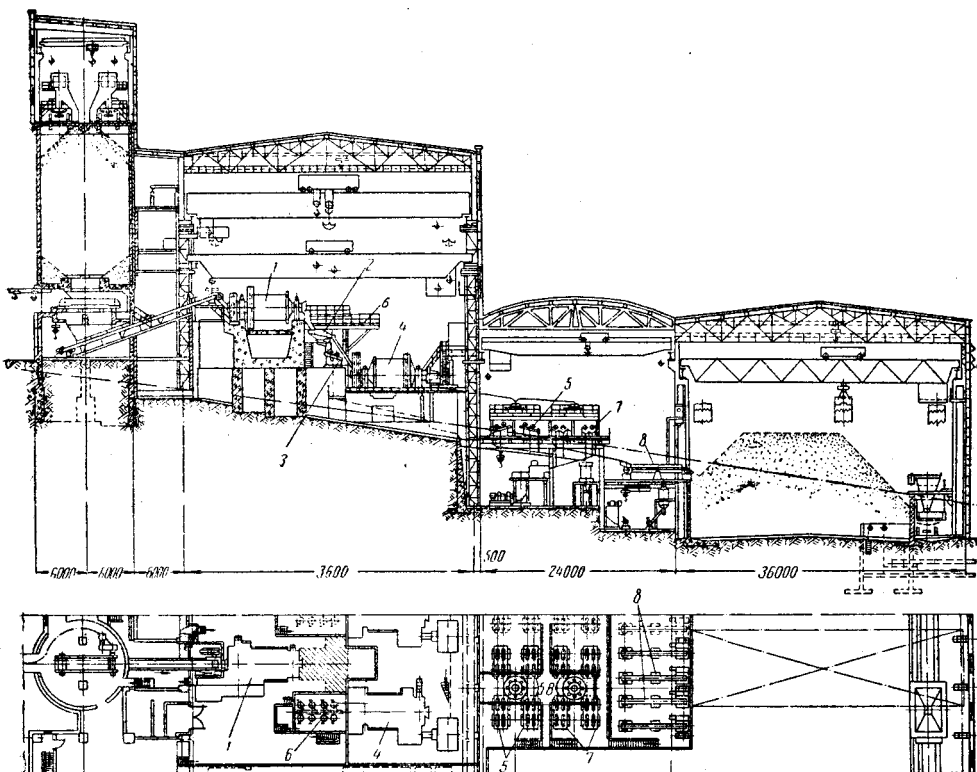


Рис. 152. Разрез и план секции главного корпуса фабрики Коршуновского ГОКа (Механобр)

попадает на вибрационный грохот 2, подрешетный продукт которого идет на электромагнитный сепаратор 3, в то время как надрешетный продукт, минуя сепаратор, направляется в шаровую мельницу 4, в которую загружается также промпродукт сепарации. Шаровые мельницы работают

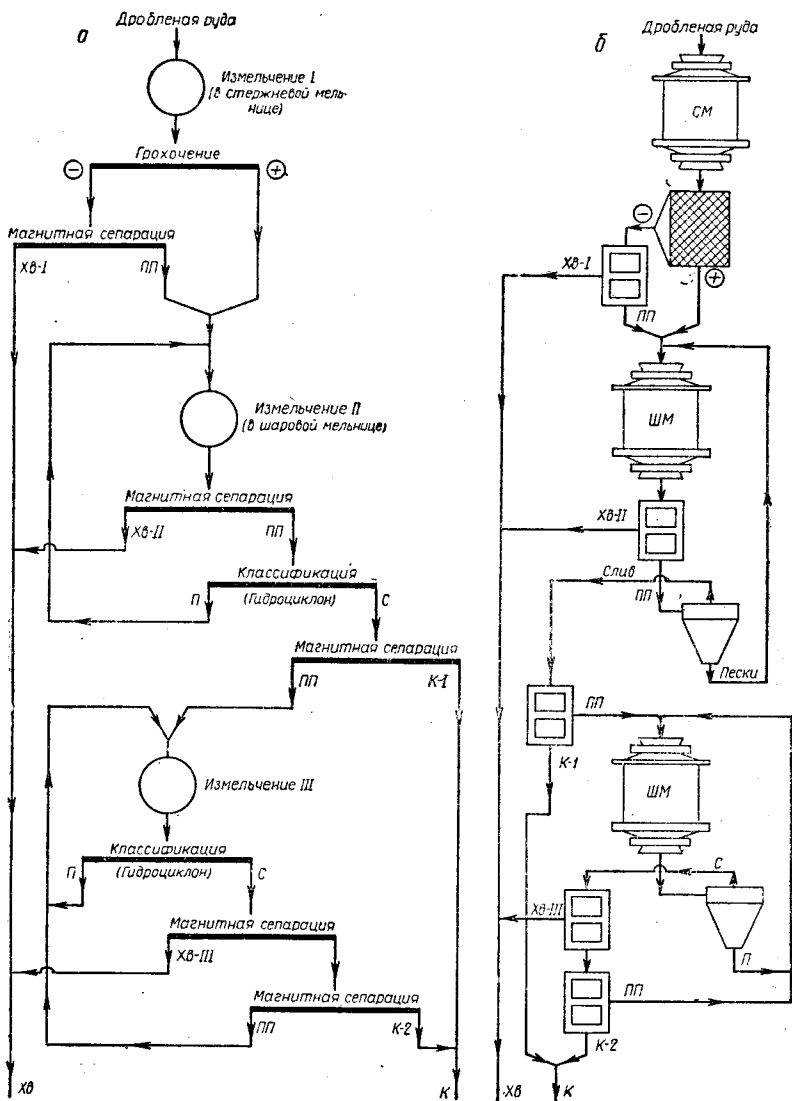


Рис. 153. Принципиальная схема трехстадиального обогащения с трехстадиальным измельчением:

а — технологическая схема; б — схема цепи аппаратов

в замкнутом цикле с магнитными сепараторами 5 второй стадии и гидроциклонами 6. Слив последних перечищается на сепараторах 7 и обезвоживается на ленточных фильтрах 8. В крайнем пролете корпуса помещается склад концентрата.

* * *

Обзор технологических и компоновочных схем узла измельчения магнитнообогатительных фабрик позволяет прийти к заключению, что рациональная схема такой фабрики должна включать три стадии обогащения (магнитной сепарации) и три стадии измельчения, как показано на схематическом рис. 153. После стержневой мельницы должен быть

предусмотрен вибрационный грохот* аналогично фабрике «Эри». На основе опыта ЮГОКа необходимо предусмотреть третью стадию измельчения, обеспечивающую получение высококачественного железного концентрата**.

РАСЧЕТ ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦ ДЛЯ МОКРОГО ПОМОЛА

§ 84. Применение шаровых мельниц мокрого помола

Степень измельчения руды перед ее обогащением зависит от характера вкрапленности рудных минералов. При относительно крупной вкрапленности для полного раскрытия сростков достаточно сравнительно грубое измельчение руды, например до содержания 25—30% класса минус 0,074 мм ($\beta_{74} = 25-30\%$). При мелкой вкрапленности применяется среднее — до $\beta_{74} = 50-60\%$; при тонком проращении — тонкое измельчение до $\beta_{74} = 75-80\%$; наконец, при очень тонкой структуре руда подвергается особо тонкому измельчению — до $\beta_{74} = 95\%$ или даже до 85—90% минус 0,44 мм.

Если для процесса обогащения данной руды необходимы только такие дробильно-измельчительные операции, после которых продукт оказывается полностью подготовленным к обогащению, а повторных операций доизмельчения (промпродуктов или хвостов) больше не требуется, то соответствующая технологическая схема обогащения носит название одностадиальной: одностадиальная флотация, одностадиальная магнитная сепарация и т. д. Если же кроме предварительного оказывается необходимым дополнительное измельчение образующихся при обогащении промежуточных продуктов, то технологическая схема превращается в двух или трехстадиальную (редко четырехстадиальную). Число стадий обогащения определяется количеством «непрерывающихся» операций измельчения, предусмотренных в общей схеме. Так, схема, включающая последовательную цепь «дробилки — мельницы — флотомашин — мельницы (для доизмельчения промпродуктов) — флотомашин», будет двухстадиальной, а цепь «дробилки — мельницы — сепараторы — мельницы — сепараторы — мельницы — сепараторы» — является трехстадиальной.

Необходимо подчеркнуть, что число стадий обогащения не зависит от того, сколько последовательно работающих мельниц применено для той или иной операции измельчения. Например, схема обогащения, включающая последовательную цепь «дробилка — стержневая мельница — классификатор — шаровая мельница — флотация», остается одностадиальной, несмотря на то, что операция измельчения осуществляется в двух последовательно работающих мельницах — стержневой и шаровой. В данном случае измельчение осуществляется в два приема но оба они предшествуют первой операции обогащения и по-

* Включение из схемы спирального классификатора (с заменой его грохотом и магнитным сепаратором) должно быть в каждом конкретном случае обосновано экономически.

** Другие примеры компоновочных решений по узлу измельчения на магнитообогажительных фабриках можно найти в книге «Опыт проектирования обогажительных, агломерационных, окомковательно обжиговых фабрик» (материалы расширенного пленума научно-технического совета института Механобр), под редакцией В. И. Фадеева и М. В. Ушакова. Издание Механобра, Л., 1961 [23]. На стр. 51—53 этой книги приведены разрез и план главного корпуса фабрики Криворожского ЦГОКа; на стр. 89—90 — Качканарского ГОКа и на стр. 122—123 — Соколовского-Сарбайского комбината. Во всех перечисленных случаях для первого приема или первой стадии измельчения предусмотрены стержневые мельницы.

тому оба приема измельчения относятся к первой стадии технологической схемы.

Точно так же схема «дробилка — стержневая мельница — классификатор — шаровая мельница — флотация — шаровая мельница (для доизмельчения промпродуктов) — флотация» остается двухстадиальной схемой обогащения (а не трехстадиальной), хотя перед первой стадией применено измельчение в два приема: для первого используется стержневая мельница, а для второго — шаровая (перед второй стадией обогащения измельчение выполняется здесь в один прием — в шаровой мельнице).

Такова терминология в области технологических схем обогатительных фабрик. Однако в части измельчительных операций нет единой установившейся терминологии. Так, В. А. Перов и В. Ю. Бранд [24] схему цепи аппаратов, состоящую из стержневой мельницы, классификатора и шаровой мельницы (предшествующих обогатительной аппаратуре), именуют «двухстадиальной схемой измельчения». Во избежание смешения понятий в данном случае не следует применять термин «двухстадиальное измельчение», а предпочтительнее «измельчение в два приема». Двухстадиальным следует считать измельчение, связанное с двумя стадиями обогащения. Так, фабрика Новокриворожского комбината (НКГОКа) (см. рис. 141) применяет две стадии измельчения, но при этом для первой стадии предусмотрено два приема (стержневая мельница — классификатор — шаровая мельница), а для второй — один (шаровая мельница в замкнутом цикле с гидроциклонами), т. е. в общей сложности три приема измельчения. На фабрике ЮГОК-2 (см. рис. 149) применены две стадии измельчения с одним приемом в каждой: для первой стадии используется стержневая мельница в открытом цикле, а для второй — шаровая, замкнутая на магнитный сепаратор и гидроциклон.

В рассмотренных выше схемах шаровые мельницы работают в замкнутом цикле.

Примером применения шаровой мельницы, работающей в открытом цикле, может служить схема Оленегорской фабрики (см. рис. 137), где в первой стадии применено два приема измельчения: исходная дробленая руда подается в стержневую мельницу, разгрузка которой поступает в спиральный классификатор; слив его является готовым продуктом, идущим в обогащение, а требующие доизмельчения пески его направляются в шаровую мельницу, работающую в открытом цикле; разгрузка ее, присоединяясь к сливу классификатора, направляется на обогащение. Здесь первая стадия измельчения, предшествующая обогащению, состоит из двух приемов, в каждом из которых применен открытый цикл.

Схема обогащения Оленегорской фабрики согласно классификации проф. К. А. Разумова [3] является одностадиальной, так как кроме стержневой и шаровой мельниц, предшествующих магнитным сепаратором, среди последующих звеньев аппаратурной цепи новых мельниц не имеется. На первый взгляд схема обогащения могла бы быть признана двухстадиальной, потому что ею предусматривается доизмельчение некоторых промежуточных продуктов, выдаваемых обогатительным отделением, для чего соответствующая струя заворачивается в шаровую мельницу второго приема. Но операция доизмельчения, обычно выделяемая в самостоятельную, здесь совмещена со вторым приемом первой стадии измельчения. Поэтому она не может быть отнесена к самостоятельной стадии и схема обогащения в целом остается одностадиальной.

Измельчение в два приема применяется только для первой стадии; для второй и последующих применяется, как правило, только один прием. Выбор числа стадий измельчения и числа приемов внутри первой стадии зависит от требующейся крупности помола, которая, в свою очередь, определяется степенью дисперсности включений минералов полезного компонента.

Переходя к рассмотрению различных вариантов применения шаровых мельниц (числом вариантов определяется количество различных способов технологического расчета мельниц), необходимо подчеркнуть, что на первом приеме первой стадии шаровые мельницы мокрого помола почти никогда не работают в открытом (или в полузамкнутом) цикле.

Если необходим именно открытый (или полузамкнутый) цикл, то для первого приема используется не шаровая, а стержневая мельница (по одной из схем рис. 121 или 123). Это объясняется тем, что разгрузка шаровой мельницы, работающей в открытом цикле, имеет пологопадающий участок в области крупных классов, т. е. в разгрузке мельницы непременно имеются недоизмельченные крупные кусочки руды. От этого недостатка свободна стержневая мельница, благодаря чему она вытесняет здесь шаровую.

Наоборот, в тех случаях, когда для первого приема необходим именно замкнутый цикл, для него, как общее правило, применяется шаровая мельница, а не стержневая.

Далее, шаровая мельница с замкнутым циклом применяется для первой стадии измельчения, выполняемого в один прием.

Что касается второго приема первой стадии, то здесь шаровая мельница применяется чаще всего в замкнутом цикле (см. рис. 141, и аналогичные схемы), но не исключается и открытый (см. рис. 137). То же относится к операциям доизмельчения, т. е. второй и третьей стадиям измельчения.

По крупности питания шаровых мельниц все рассмотренные варианты сводятся к двум:

А. Шаровые мельницы работают на относительно крупном питании, т. е. на дробленной руде, подаваемой из дробильного отделения;

Б. Шаровые мельницы работают на мелком питании, т. е. на руде, уже прошедшей предварительно через какую-либо мельницу.

Вариант А схватывает оба возможных практически случая: как измельчение в один прием, так и первый прием «двухступенчатого» измельчения первой стадии.

Вариант Б охватывает все остальные случаи применения шаровых мельниц: и второй прием стадии, и все виды доизмельчения второй или третьей стадий (в сущности, второй прием первой стадии также является операцией доизмельчения).

Таким образом, необходимо рассмотреть отдельно два основных случая расчета: расчет шаровых мельниц для «первичного» измельчения, т. е. питаемых относительно крупной дробленной рудой, и расчет шаровых мельниц, примененных для доизмельчения (питаемых мелкой рудой, уже прошедшей через какую-то мельницу). К первому случаю практически относятся только мельницы, работающие в замкнутом цикле, а ко второму — как в замкнутом, так и в открытом.

§ 85. Производительность шаровых мельниц первого приема

Ниже приводится расчет производительности шаровых мельниц первого приема*.

Для вывода расчетных формул введем следующие условные обозначения:

D — внутренний диаметр мельницы, m ;

V — полезный объем ее, m^3 ;

n — скорость вращения, $об/мин$;

* Характеристики крупности продуктов шаровых мельниц здесь не рассматриваются, так как применительно к шаровым мельницам эти вопросы подробно проанализированы в другой книге автора [11].

$n_{кр} = \frac{42,3}{\sqrt{D}}$ — 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/м³*;

$\varphi = \frac{G_{ш}}{\gamma V}$ — коэффициент заполнения объема мельницы шарами, %;

$D_{ш}$ — диаметр максимальных догружаемых шаров, *мм*;

d_0 — номинальная крупность исходного питания, *мм*;

α_{74} — содержание расчетного класса минус 0,074 *мм* в питании мельницы, %;

β_{74} — то же, в продукте измельчения;

q_{74} — удельная производительность, считая по вновь образованному классу 0,074 *мм*, *т/м³·ч*;

$N_{в. дв}$ — мощность, развиваемая на валу двигателя, *квт*.

Как было показано выше, при малой степени измельчения справедлива гипотеза Риттингера, согласно которой работа, необходимая для измельчения 1 *т* руды до заданной крупности, прямо пропорциональна приращению удельной поверхности [см. формулу (446)].

$$E \approx \frac{\Delta S_0}{K_R}. \quad (622)$$

Но при постоянной мощности на валу двигателя $N_{в. дв}$ производительность обратно пропорциональна удельной работе:

$$Q = \frac{N_{в. дв}}{E}, \text{ т/ч.} \quad (623)$$

Следовательно, производительность мельницы, согласно этой гипотезе, должна быть обратно пропорциональной приращению поверхности:

$$Q = \frac{K_R N_{в. дв}}{\Delta S_0}. \quad (624)$$

На этом основании, переходя к единице объема мельницы, имеем для удельной производительности по исходному

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{K_R N_{в. дв}}{V \Delta S_0}. \quad (625)$$

При малой степени измельчения, обычно применяемой в первом примере, удельная поверхность приблизительно пропорциональна содержанию расчетного мелкого класса минус 0,074 *мм* (или 74 *мк*). Следовательно, прирост удельной поверхности (ΔS_0) пропорционален приросту содержания [см. формулу (468)].

$$\Delta S_0 = K (\beta_{74} - \alpha_{74}). \quad (626)$$

Соединяя оба последних равенства в одно, находим

$$q = \frac{K_R N_{в. дв}}{VK (\beta_{74} - \alpha_{74})}. \quad (627)$$

Обозначим все входящие в формулу (617) постоянные одной буквой:

$$q_{74} = \frac{K_R N_{в. дв}}{VK} = \text{const.} \quad (628)$$

Уравнение (647) получает вид

$$q = \frac{q_{74}}{\beta_{74} - \alpha_{74}}. \quad (629)$$

Отсюда следует, что

$$q_{74} = q (\beta_{74} - \alpha_{74}) = \text{const.} \quad (630)$$

Из последнего равенства ясен физический смысл постоянной q_{74} : это есть удельная производительность мельницы по вновь образованному классу минус 0,074 мм.

Таким образом, подтверждаемая опытом гипотеза Риттингера вместе с допущением о прямой пропорциональности между приращением удельной поверхности и содержанием расчетного мелкого класса приводят применительно к первому приему измельчения к расчетной формуле (629), по которой удельная производительность мельницы по исходному (q) равна некоторой постоянной для данной руды удельной производительности по вновь образованному мелкому классу (q_{74}), поделенной на приращение его содержания ($\beta_{74} - \alpha_{74}$). Формула (629) является основной для расчета мельниц первого приема. Она недействительна для мельниц второго приема измельчения (доизмельчения), так как для него теряет силу линейная зависимость между работой и удельной поверхностью, а также между поверхностью и приращением содержания мелочи.

Константа q_{74} для руды каждого типа и мельницы данных размеров определяется экспериментально.

Пересчет с «базисных» условий на параметры данной мельницы производится с помощью формулы перехода.

Если на данной мельнице диаметром в свету D_1 при относительной скорости вращения ψ_1 и коэффициенте заполнения шарами ϕ_1 в процессе измельчения исходной руды крупностью d_{01} была достигнута удельная производительность по вновь образованному q_{74} , то при переходе на мельницу диаметром D_2 с параметрами ψ_2 и ϕ_2 и изменении крупности той же руды на d_{02} будет достигнута некоторая другая производительность q'_{74} . При этом связь между конечными показателями имеет вид

$$q'_{74} = K_0 q_{74}, \quad (631)$$

где общий коэффициент перехода K_0 равен произведению четырех частных коэффициентов

$$K_0 = K_d K_\psi K_\phi K_D. \quad (632)$$

Последние имеют следующий смысл:

K_d — поправочный коэффициент, с помощью которого учитывается влияние крупности исходного питания мельницы;

K_ψ — поправка на изменение скорости вращения мельницы;

K_ϕ — то же, на заполнение мельницы шарами;

K_D — поправка на изменение диаметра мельницы.

Таким образом, для расчета производительности мельницы необходимо располагать знанием численных значений пяти коэффициентов: q_{74} , K_d , K_ψ , K_ϕ и K_D .

Обычно первый показатель q_{74} относят к некоторым постоянным условиям работы, принимаемым за эталонные, или «базисные». При этом методе все остальные расчетные коэффициенты представляют собой множители перехода от принятых базисных условий к данным конкретным.

В дальнейших расчетах за базисные принимаются следующие параметры:

диаметр мельницы в свету $D = 3$ м (номинальный $D_n = 3200$ мм);

скорость вращения $n = 19,8$ об/мин ($\psi = 0,80$);

наполнение мельницы шарами $\phi = 46\%$;

крупность исходной руды $d_0 = 25$ мм (контрольная сетка грохота с ячейками 25×25 мм).

Удельная производительность, пересчитанная на базисные условия с помощью соответствующих коэффициентов перехода, считается приведенной.

Если для какой-либо вновь рассчитываемой мельницы параметры D , ψ , φ и d_0 совпадают с базисными, то соответствующие коэффициенты перехода равны единице. Коэффициенты будут больше или меньше единицы, если данный параметр отличается от базисного.

Поправка на крупность исходного питания. По вопросу о поправочном коэффициенте на крупность исходной руды единой точки зрения еще нет. Так, В. А. Перов и В. Ю. Бранд [24] приводят результаты сравнительных лабораторных опытов, графическое изображение которых показано на рис. 154. Из рис. 154 видно, что коэффициент K_d зависит не только от крупности исходного но и от крупности готового продукта. Наблюдается некоторый разброс точек, однако в первом приближении все кривые $K_d = f(d_0, \beta)$ могут быть объединены в одну среднюю (см. жирную кривую K_d), которой удовлетворяет уравнение, предложенное в 1954 г. Б. Н. Дубровиным и В. А. Олевским [25], [28].

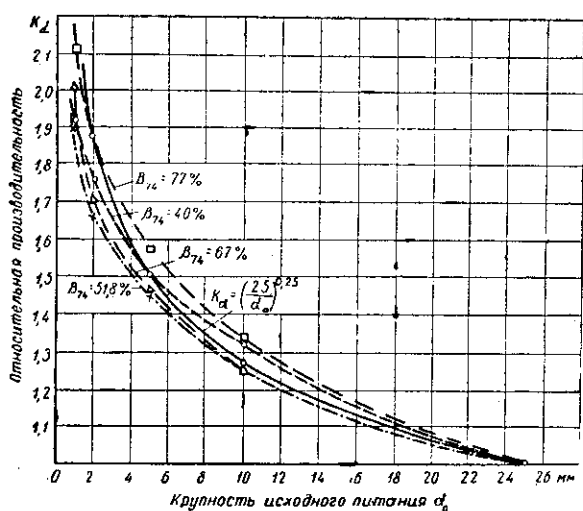


Рис. 154. Относительная производительность по вновь образованному классу 0,074 мм в зависимости от крупности питания (по лабораторным опытам)

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{d_{02}}{d_{01}}} = \left(\frac{d_{02}}{d_{01}}\right)^{0,25} \quad (633)$$

Согласно этой формуле, производительность обратно пропорциональна корню четвертой степени из верхнего предела крупности питания.

Аналогичная формула была установлена В. К. Захваткиным для производительности мельницы по исходной руде (а не по вновь образованному) [26]:

$$K_d = \left(\frac{d_{02}}{d_{01}}\right)^{0,236} \quad (634)$$

Сопоставление данных В. К. Захваткина, Б. Н. Дубровина, Д. И. Беренова [27], а также каталожных данных [28] показывает, что расхождение между значениями, вычисленными по формуле (633), и опытными сравнительно невелико, особенно если ограничиться небольшим отношением крупности $\left(\frac{d_{02}}{d_{01}}\right)$.

Проф. К. А. Разумов [3] считает, что рассматриваемый коэффициент K_d может быть разложен на два сомножителя: K'_d — относительную производительность (по вновь образованному), зависящую при постоянной крупности готового от исходной крупности d_0 , и K_s — относительную производительность при постоянной крупности исходного, но переменной крупности готового продукта. Если оба сомножителя известны, общий коэффициент $m = K'_d K_s$ определяется по формуле проф. К. А. Разумова. Графическое изображение конечных результатов, полученных по формуле Разумова, показывает, что кривая $m = f(d_0)$ распадается на целое семейство кривых, отличающихся крупностью готового продукта, аналогично тому, как это имело место на рис. 154.

При расчете шаровых мельниц первого приема поправку на размер наибольших кусков питания приходится вводить при условиях, что крупность исходной руды отличается от базисной ($d_0 = 25$ мм) практически не более, чем в 2 раза в ту или другую сторону, так как обычно

d_0 лежит в пределах 50—25—12 мм. Поэтому различие между значениями поправочного коэффициента, вычисленными по разным источникам, оказывается небольшим и возможная ошибка лежит в пределах допустимой погрешности расчета. На этом основании принимаем простейшую зависимость, т. е. формулу (633) Дубровина и Олевского. Применительно к базисному значению $(d_0)_{\text{баз}} = 25$ мм эта формула преобразуется в следующий вид:

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{25}{d_0}} = \left(\frac{25}{d_0}\right)^{0,25} \quad (635)$$

Вычисленные по уравнению (625) значения K_d приведены ниже

Крупность исходного питания d_0 , мм	60	50	45	40	35	30	25	20	18	16	14	12	10
Коэффициент K_d	0,80	0,84	0,86	0,89	0,92	0,96	1,0	1,06	1,08	1,12	1,15	1,20	1,25

В дальнейших численных расчетах часто будет определяться приведенная производительность, следовательно, придется делать переход от фактической крупности d_0 к базисной (25 мм). Очевидно, что коэффициент перехода будет равен

$$\frac{1}{K_d} = \sqrt[4]{\frac{d_0}{25}} = \left(\frac{d_0}{25}\right)^{0,25} \quad (636)$$

Поправка на скорость вращения. Влияние скорости вращения на производительность мельницы оценивается разными авторами различным образом. По Товарову, потребляемая мощность пропорциональна числу оборотов в минуту, взятому в степени 0,8, а производительность мельницы прямо пропорциональна мощности. Таким образом, по Товарову производительность пропорциональна скорости вращения в степени 0,8.

В «Нормах проектирования пылеугольных мельниц» принимается, что производительность мельницы (при сухости измельчения, но в замкнутом цикле) пропорциональна числу оборотов в минуту, взятому в степени 0,9.

В результате обработки опытов на Кировской апатито-нефелиновой фабрике [24] оказалось, что при изменении скорости вращения мельницы (2100×3050) от 65,5 до 88,5% (через 74%) критической, при постоянном весе шаров $G_{\text{ш}} = 19,5$ т, производительность по исходному изменяется по следующему линейному закону:

$$Q = (n - 3), \text{ т/ч.} \quad (637)$$

где n — скорость вращения, об/мин.

Считая по вновь образованному, находим

$$q_{74} = 0,062(n - 3), \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч} \quad (638)$$

В опытах было принято $n = 20; 22,5$ и 27 об/мин, чему соответствовала удельная производительность по вновь образованному:

$$q_{74} = 1,05; 1,2 \text{ и } 1,45 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$$

Если принять за основу ту производительность $q_{74} = 1,2 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$, которая соответствует скорости $n = 22,5$ об/мин или $\psi = 74\%$ критической, и ввести коэффициент K_ψ , прямо пропорциональный скорости по формуле

$$K_\psi = \frac{\psi_2}{\psi_1}, \quad (639)$$

то взамен экспериментального ряда (1,05—1,2—1,45) получим следующий расчетный

$$q_{74} = 1,06 - 1,2 - 1,44 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$$

Как видим, отличие расчетных цифр от экспериментальных незначительно. На этом основании поправочный коэффициент на скорость вращения может быть принят прямо пропорциональным скорости, согласно формуле (639).

Сопоставление значений поправочного коэффициента, вычисленных по разным формулам, дается в табл. 58. Из таблицы видно, что результаты, наиболее близкие к экспериментальным данным (Кировская фабрика АНОФ, шаровая мельница в замкнутом цикле, измельчение мокрое), дает закон: $K_\psi = \left(\frac{0,80}{\psi}\right)^{1,05}$; однако почти не отличающиеся результаты дает линейный закон, т. е. формула (639).

Значения поправочного коэффициента K
(опытные и вычисленные по разным формулам)

Таблица 58

Показатели	Скорость вращения в долях критической ψ , %		
	65,5	74	88,5
Поправочный коэффициент K_ψ по опытным данным	0,88	1,00	1,21
То же, по формуле $K_\psi = \left(\frac{\psi}{74}\right)^{1,05}$	0,88	1,00	1,21
То же, по линейному закону $K_\psi = \left(\frac{\psi}{74}\right)$	0,89	1,00	1,20
То же, по формуле $K_\psi = \left(\frac{\psi}{74}\right)^{0,9}$	0,90	1,00	1,18
То же, по формуле Товарава $K = \left(\frac{\psi}{74}\right)^{0,8}$	0,91	1,00	1,16

В частности, на основании формулы (639), считая за базисную принятую для мельницы 3200×3100 относительную скорость $\psi = 0,80$ (при $n = 19,8$ об/мин), имеем для перехода от данной скорости к базисной

$$K_\psi = \frac{0,80}{\psi} \quad (640)$$

Поправка на заполнение K_φ . Зависимость производительности мельницы от заполнения ее объема шарами (φ) принимается различной у разных исследователей. Так, для цементных мельниц по формуле В. В. Товарава производительность пропорциональна $\varphi^{0,9}$, а по «Нормам для углеразмольных установок» $\varphi^{0,6}$. При испытаниях на апатито-нефелиновой фабрике оказалось, что при изменении коэффициента заполнения в небольших пределах — от $\varphi = 35\%$ до $\varphi = 45\%$ — производительность почти пропорциональна первой степени φ

$$K_\varphi \approx K_\varphi \quad (641)$$

Поскольку при сравнении с базисными условиями отклонения φ от его основного значения ($\varphi_0 = 46\%$) лежат в узких пределах, вполне допустимо в порядке первого, но достаточного для практических расчетов приближения принимать линейную зависимость (631), считая

$$K_\varphi = \frac{46}{\varphi} \quad (642)$$

где φ — фактический коэффициент заполнения мельницы шарами, %; 46% — базисное его значение*.

* При очень точных расчетах следует принимать $K_\varphi = \left(\frac{46}{\varphi}\right)^n$, где показатель $n \approx 0,9$ (см. § 46).

Поправка на диаметр. Большинство исследователей считает, что общая производительность шаровой мельницы, предназначенной для мокрого измельчения в замкнутом цикле, пропорциональна диаметру, взятому в степени 2,5 и ее длине L :

$$Q = KD^{2,5}L, \quad (643)$$

в то время как объем мельницы растет пропорционально квадрату диаметра и длине

$$V = \frac{\pi D^2 L}{4}. \quad (644)$$

Деля почленно первое уравнение на второе, находим

$$q = \frac{Q}{V} = K'D^{0,5}, \quad (645)$$

т. е. с увеличением диаметра удельная производительность растет пропорционально корню квадратному из D .

Отсюда поправочный коэффициент для перехода от данного диаметра D к базисному $D_{\text{баз}} = 3$ м будет

$$K_D = \left(\frac{3}{D}\right)^{0,5} \quad (646)$$

или

$$K_D = \sqrt{\frac{3}{D}}. \quad (647)$$

За отсутствием более точных данных в дальнейших расчетах за основу принимаются формулы (646,) (647).

Таким образом, приведенная удельная производительность по вновь образованному расчетному классу минус 0,074 мм равна

$$q_{\text{пр}} = q_{74}K_0 = q_{74}K_dK_\psi K_\varphi K_D \quad (648)$$

где $q_{\text{пр}}$ — приведенная удельная производительность, $\text{т}/\text{м}^3 \cdot \text{ч}$;
 q_{74} — фактическая.

Базисным условиям соответствуют следующие параметры: руда крупностью $d_0 = 25$ мм; скорость $\psi = 0,80$; заполнение $\varphi = 46\%$; диаметр $D = 3$ м; объем $V = 22,5$ м³*

Поправочные коэффициенты для перехода от фактических условий к базисным (т. е. перехода от фактической производительности к приведенной) таковы:

на крупность исходного питания шаровой мельницы

$$K_d = \left(\frac{d_0}{25}\right)^{0,25} = \sqrt[4]{\frac{d_0}{25}} \quad (649)$$

на скорость вращения

$$K_\psi = \frac{0,80}{\psi}; \quad (650)$$

на заполнение шарами

$$K_\varphi = \frac{46}{\varphi}; \quad (651)$$

на диаметр мельницы

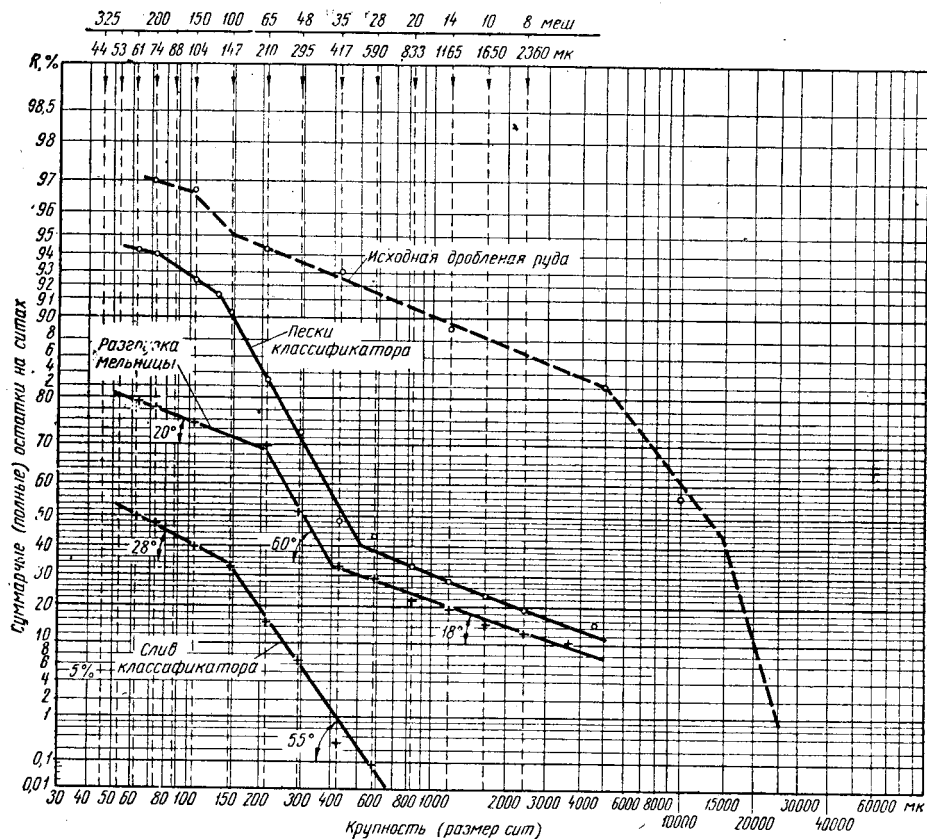
$$K_D = \sqrt{\frac{3}{D}} = \left(\frac{3}{D}\right)^{0,25}. \quad (652)$$

* Наименьший объем $V = 22$ м³ соответствует толщине футеровки $\Delta_{\text{max}} = 100$ мм; средний расчетный объем $V = 22,5$ м³ соответствует толщине $\Delta_{\text{ср}} = 75$ мм (как среднему между $\Delta_{\text{max}} = 100$ мм и $\Delta_{\text{min}} = 50$ мм).

Проверка формул перехода. Допустимость пользования формулами перехода подтверждается следующими данными.

На Джекказганской фабрике первая стадия измельчения дробленой руды крупностью 25—0 мм ($d_0 = 25$ мм) перед ее флотационным обогащением осуществляется в один прием в шаровой мельнице 3200×3100 (полезным объемом $V = 22,5$ м³), работающей в замкнутом цикле с двухспиральным классификатором 2400×9400 .

Параметры мельницы таковы: $D = 3$ м; $V = 22,5$ м³; $n = 18$ об/мин; $\psi = 0,74$; $G_{ш} = 46,4$ т; $\phi = 46\%$; $N_{дв} = 600$ квт; $D_{ш} = 100$ мм; $d_0 = 25$ мм. Все параметры совпадают с базисными, за исключением скорости вращения.



на 20, 60 и 18°; а характеристика слива — из двух, имеющих углы наклона 28 и 55°. Своеобразный вид этих характеристик можно объяснить, с одной стороны, повышенным размером догружаемых шаров ($D_{ш} = 100$ мм для руды 25—0 мм) и относительно малым количеством мелких шаров в загрузке, а с другой — чрезвычайно «выпуклой» характеристикой исходного питания, в которой выход среднего класса 15—5 мм достигает почти 40%. Эта особенность, в свою очередь, обусловлена тем, что предшествующие мельницам дробилки третьей стадии (короткоконусные) работают в замкнутом цикле с грохотами, в результате чего содержание в руде средних классов резко возрастает.

По-видимому, для Джезказганской фабрики будет особо благоприятным переход на рационарированную догрузку шаров, при которой наряду с наибольшими шарами $D = 100$ мм в догружаемую порцию добавляется часть более мелких шаров, например $D = 75$ или 60 мм.

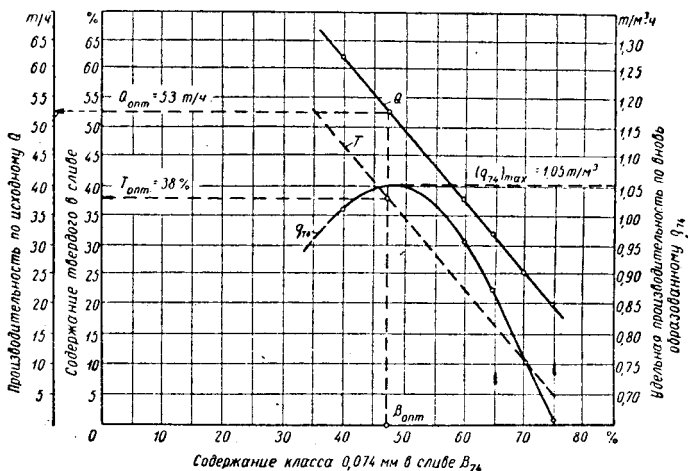


Рис. 156. Показатели работы шаровой мельницы 3200×3100 Джезказганской фабрики

Возможно, что с переходом на рационарирование удастся «спрямить» характеристику слива так, что она превратится в прямую со средним углом наклона $\alpha \approx 45^\circ$.

В процессе испытаний было установлено, что при высокой производительности мельницы (60—65 т/ч) слив получается грубым, содержащим лишь около 40% расчетного класса (см. кривую Q на рис. 156), но по мере понижения нагрузки агрегата понижается и крупность слива (увеличивается содержание β_{74}). Средней производительности 50 т/ч соответствует $\beta_{74} = 50\%$. Наконец, получение самого тонкого слива $\beta_{74} = 70\%$ возможно при производительности (примерно) 25 т/ч.

Зависимость производительности от требуемого содержания расчетного класса (рис. 156) близка к закону прямой, которой отвечает уравнение

$$Q = 110 - 1,2\beta_{74}, \text{ т/ч.} \quad (653)$$

Характерно, что содержание твердого в сливе (см. кривую T на рис. 156), как оказалось, связано с параметром β_{74} уравнением прямой, имеющим тот же угловой коэффициент при переменной β , а именно

$$T = 95 - 1,2\beta_{74}, \text{ \%}. \quad (654)$$

Отсюда следует, что между производительностью агрегата и содержанием твердого в сливе классификатора имеется следующая линейная зависимость:

$$Q = T + 15, \text{ т/ч.} \quad (655)$$

Например, пусть требуется получить слив с содержанием 50% класса минус 0,074 мм ($\beta_{74} = 50\%$). Согласно формуле (654), содержание твердого в сливе необходимо поддерживать на уровне $T = 95 - 1,2 \cdot 50 = 35\%$, а по формуле (655) производительность должна составлять $Q = 110 - 1,2 \cdot 50$ т/ч.

Для перехода к удельной производительности по вновь образованному расчетному классу нужно отнести общую производительность мельницы по исходному к единице объема и умножить на приращение содержания этого класса:

$$q_{74} = \frac{Q}{V} \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100} \quad (656)$$

В рассматриваемом случае имеем $V = 22,5$ м³ и $\alpha_{74} = 3\%$. Если в выражение (656) подставить эти постоянные параметры и заменить Q его значением, выраженным через β_{74} по формуле (653), то для q_{74} получим

$$q_{74} = \frac{(110 - 1,2\beta_{74})(\beta_{74} - \alpha_{74})}{22,5 \cdot 100} \quad (657)$$

Последнее есть не что иное, как уравнение параболы в координатах β и q_{74} (см. кривую q_{74} на рис. 156). Для определения оптимального значения β_{74} , т. е. такого, при котором q_{74} достигает максимума, дифференцируем уравнение (657), считая β_{74} независимой переменной, после чего приравниваем нулю выражение для производной $\frac{dq}{d\beta}$ и решаем полученное уравнение. В результате находим: $(\beta_{74})_{\text{опт}} = 47,5\%$; $T_{\text{опт}} = 38\%$; $Q_{\text{опт}} = 53,1$ т/ч; $(q_{74})_{\text{опт}} = 1,05$ т/м³·ч.

Таким образом, на джезказганской руде постоянного состава и постоянной крупности 25—0 мм при постоянном сортаменте шаровой загрузки удельная производительность по вновь образованному мелкому классу не остается строго постоянной при различных режимах, а изменяется по закону, параболы, достигая некоторого максимума $(q_{74})_{\text{max}} = 1,05$ т/м³ при определенной наивыгоднейшей тонкости помола $(\beta_{74})_{\text{опт}} = 47,5\%$. Наивыгоднейшая общая производительность по исходному составу составляет при этом $Q_{\text{опт}} = 53$ т/ч.

Если содержание мелочи в сливе отклоняется от оптимального в ту или другую сторону, то удельная производительность во всех случаях понижается по сравнению с $(q_{74})_{\text{max}}$. По параболической кривой для q_{74} (рис. 156) видно, что при изменении β_{74} в пределах 40—47,5—55% можно с достаточной точностью считать показатель q_{74} равным соответственно 1,0—1,05—1,0 т/м³·ч; в дальнейших расчетах он принимается равным 1,03 т/м³·ч. Для перехода на базисные условия необходимо ввести только одну поправку — на скорость вращения. Поэтому приведенная удельная производительность будет

$$q_{\text{пр}} = q_{74} K_{\psi} = 1,03 \frac{0,80}{0,74} = 1,10 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.} \quad (658)$$

Сравнительные опыты измельчения той же джезказганской руды проводились на фабрике Среднеуральского медеплавильного завода (СУМЗ), куда была доставлена партия руды Джезказганского месторождения [8]. На фабрике СУМЗ установлена шаровая мельница 2700 × 3600, имеющая следующие параметры: $D = 2,5$ м; $V = 18$ м³; $n = 20,4$ об/мин; $\psi = 76\%$; $G_{\text{ш}} = 32$ т; $\varphi = 40\%$; $N_{\text{дв}} = 360$ квт.

В дробильном отделении руда доводится до крупности $d_0 = 20$ мм и содержания мелочи $\alpha_{74} = 5,3\%$.

Производительность агрегата «шаровая мельница-классификатор» по исходному составу составляла в среднем 40,2 т/ч; содержание мелкого класса в сливе $\beta_{74} = 46,3\%$.

На основе показателей мельницы Джекказганской фабрики (которым присваиваем индекс 1) могут быть рассчитаны и показатели мельницы Среднеуральской фабрики (индекс 2). Для перехода от первой ко второй пользуемся следующими коэффициентами перехода:

на крупность руды

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{d_{01}}{d_{02}}} = \sqrt[4]{\frac{25}{20}} = 1,06;$$

на скорость вращения

$$K_\psi = \left(\frac{\psi_2}{\psi_1}\right) = \frac{0,76}{0,74} = 1,03;$$

на заполнение шарами

$$K_\varphi = \frac{\varphi_2}{\varphi_1} = \frac{0,40}{0,46} = 0,87;$$

на диаметр мельницы

$$K_D = \left(\frac{D_{02}}{D_{01}}\right)^{0,5} = \left(\frac{2,5}{3,0}\right)^{0,5} = 0,915.$$

Общий коэффициент перехода от первой мельницы (Джекказганской фабрики) ко второй (мельница СУМЗа) будет

$$K_o = K_d K_\psi K_\varphi K_D = 1,06 \cdot 1,03 \cdot 0,87 \cdot 0,915 = 0,87.$$

Отсюда расчетная удельная производительность мельницы СУМЗа по классу минус 0,074 мм

$$q_{74}^* = K_o q_{74} = 0,87 \cdot 1,03 = 0,90 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

Фактическая удельная производительность, как непосредственно установлено испытаниями, составляла

$$q_{74} = \frac{Q}{V} \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100} = \frac{40,2}{18} (46,3 - 5,3) = 0,92 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

Расхождения между расчетной и опытной величиной лежат в пределах погрешности определений.

Таким образом, сравнительными испытаниями подтверждается надежность пользования приведенными выше формулами для коэффициентов перехода.

§ 86. Приведенная производительность шаровых мельниц первого приема

Джекказганская руда. Для всех дальнейших расчетов параметры шаровой мельницы 3200 × 3100 Джекказганской фабрики принимаются за базисные ($D = 3 \text{ м}$; $V = 22,5 \text{ м}^3$; $n = 19,8 \text{ об/мин}$; $\psi = 0,80$; $G_{ш} = 46,4 \text{ т}$; $\varphi = 46\%$; $d_0 = 25 \text{ мм}$). Фактическая производительность, пересчитанная с помощью коэффициентов перехода на базисные условия, названа выше приведенной. Для Джекказганской фабрики

$$q_{пр} = 1,10 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч} \quad (659)$$

При обработке джекказганской руды на фабрике СУМЗа фактическая производительность составила $0,92 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$, а приведенная $q = 1,12 \text{ т/м}^3$, что очень близко к найденному для Джекказганской фабрики. Таким образом, приведенная удельная производительность $q_{пр}$ есть параметр, характерный для данной руды и почти не зависящий от условий измельчения.

Норильская руда. На Норильской фабрике мельница 3200 × 3100 первой стадии работает в замкнутом цикле с двумя последовательно установленными классификаторами. За исключением скорости ($\psi = 0,74$) все параметры мельницы — те же, что и на Джекказганской

фабрике, следовательно, для определения приведенной производительности необходимо фактическую умножить только на поправочный коэффициент $K_{\psi} = \frac{0,80}{0,74} = 1,08$.

При подаче $Q = 41$ т/ч исходной руды крупностью 25—0 мм ($\alpha_{74} = 2,5\%$) слив второго классификатора имеет $\beta_{74} = 61\%$ [11], откуда

$$q_{74} = \frac{Q}{V} \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100} = \frac{41}{22,5} \frac{(61 - 2,5)}{100} = 1,06 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

При изменении нагрузки мельницы удельная производительность по вновь образованному меняется по закону параболы (рис. 157) [29]. По этим данным максимуму показателя $q_{74} = 1,06$ т/м³ соответствует оптимальное содержание класса минус 0,074 мм (β_{74})_{опт} = 55,5%. Обе ветви параболы, выходящие из ее вершины, быстро падают, и уже при отклонении β_{74} от оптимума на $\pm 3\%$ показатель q_{74} понижается с 1,06 до 1,0 т/м³·ч. Поэтому следует считать для Норильской руды в среднем $\alpha_{-4} = 1,03$ т/м³, а $q_{\text{пр}} = q_{74} K_{\psi} = 1,03 \cdot 1,08 = 1,10$ т/м³·ч.

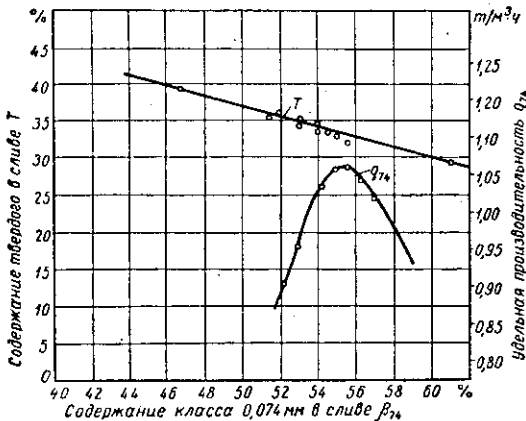


Рис. 157. Показатели работы шаровой мельницы Норильской фабрики

Почти все параметры мельницы и ее механического режима совпадают с базисными. Отличие состоит в скорости вращения ($\psi = 0,74$) и в крупности питания: в мельницу подается руда (медно-молибденовая) крупностью 16—0 мм (подрешетный продукт грохота); содержание мелочи в исходной руде $\alpha_{74} = 7,5\%$. Характеристика ее изображена в виде пунктирной ломаной на рис. 158.

При средней производительности $Q = 61,3$ т/ч слив содержит около 51,5% класса минус 0,074 мм. Фактическая удельная нагрузка составляет

$$q_{74} = \frac{Q}{V} \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100} = \frac{61,3}{22,5} (51,5 - 7,5) = 1,20 \text{ т/м}^3,$$

а приведенная — с поправкой на скорость $K_{\psi} = 1,08$ и на крупность

$$\text{руды } K_d = \sqrt[4]{\frac{16}{25}} = 0,89$$

$$q_{\text{пр}} = q_{74} K_{\psi} K_d = 1,20 \cdot 1,08 \cdot 0,89 = 1,16 \text{ т/м}^3.$$

Существенно отметить, что на этой фабрике при работе на очень крупной руде 75—0 мм ($d_0 = 75$ мм), содержащей $\alpha_{74} = 3\%$, при производительности $Q = 43$ т/ч был получен слив с содержанием $\beta_{74} = 45\%$, и в этом случае приведенная удельная производительность

$$q_{\text{пр}} = 1,08 \sqrt[4]{\frac{10}{25}} \frac{Q}{V} \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100} = 1,08 \sqrt[4]{\frac{75}{25}} \frac{43}{22,5} \frac{(45 - 3)}{100} = 1,13 \text{ т/м}^3,$$

что почти совпадает с предыдущей величиной.

Таким образом, по своей измельчаемости в шаровых мельницах джезказганская и норильская руда почти эквивалентны.

В данном случае содержание твердого в сливе (см. кривую T на рис. 157) связано с показателем β_{74} линейной зависимостью

$$T \approx 70 - 0,667\beta_{74}. \quad (660)$$

Каджаранская руда. На Каджаранской фабрике шаровая мельница 3200×3100 работает в замкнутом цикле с двухспиральным классификатором $D = 2400 \times 8850$.

Таким образом, приведенная к базисным условиям удельная производительность шаровых мельниц Каджаранской фабрики практически совпала с производительностью на джезказганской и норильской рудах.

Руда ЮГОК-1. На фабрике ЮГОК-7 на первом приеме измельчения работает шаровая мельница 3200×3100 , работающая в замкнутом цикле с двухспиральным классификатором $D = 2000$ мм.

За исключением скорости ($\psi = 0,74$), параметры мельницы совпадают с базисными, а именно: $D = 3$ м; $V = 22,5$ м³; $n = 18$ об/мин;

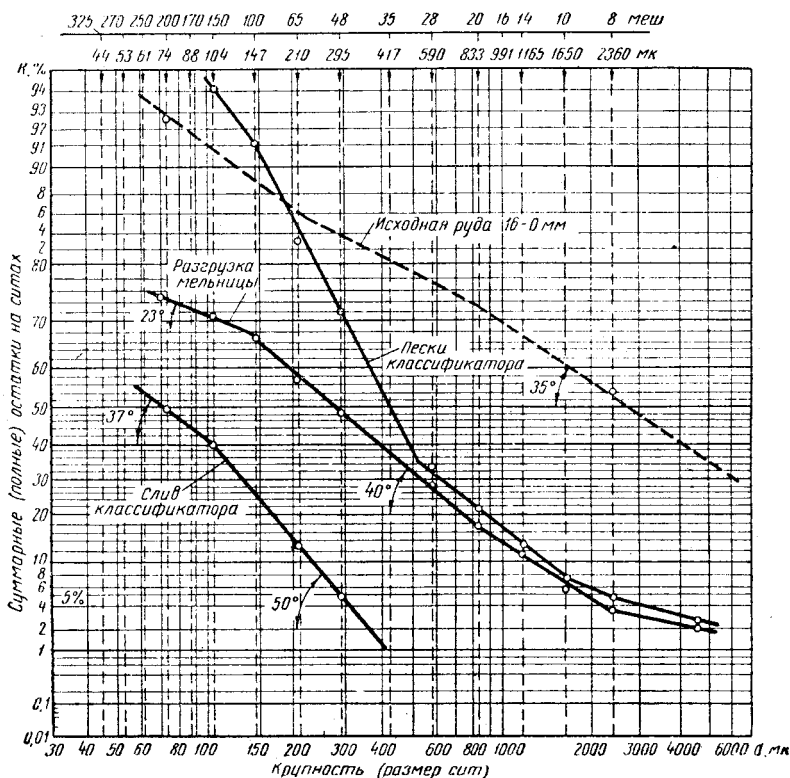


Рис. 158. Характеристики крупности продуктов измельчения и классификации Каджаранской фабрики

$\psi = 0,74$; $G_{ш} = 46$ т; $\phi = 46\%$; $N_{дв} = 600$ квт. Переводный коэффициент на скорость вращения

$$K_{\psi} = \frac{0,80}{\psi} = \frac{0,80}{0,74} = 1,08.$$

Догружаются шары диаметром $d_{ш} = 100$ мм.

Измельчается железистая порода (магнетитовые кварциты) высокой твердости. Удельный вес руды в массиве $3,4$ т/м³, в насыпке $\gamma \approx 2,1$ т/м³.

Измельчению предшествует трехстадиальное дробление. В мельницу подается сравнительно крупная руда: верхний предел ее доходит до $40-50$ мм (остаток $\sim 20\%$ на сите 25 мм). Характеристика исходной руды изображена пунктирной линией на рис. 159; содержание мелочи $\alpha_{74} = 4\%$. Там же приведено несколько типичных характеристик продуктов измельчения.

Испытаниями [30] было установлено, что среднее содержание расчетного класса в сливе (β_{74}) зависит от производительности по исходному (рис. 159 и 160). Соотношение между этими показателями охватывается следующим приближенным уравнением

$$Q = 127,3 - 1,02\beta_{74}, \text{ т/ч}; \quad (661)$$

при этом содержание твердого в сливе

$$T = 113 - 0,91\beta_{74}. \quad (662)$$

Для перехода от общей производительности к удельной по вновь образованному расчетному классу пользуемся соотношением

$$q_{74} = \frac{Q}{V} \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100}.$$

После подстановки значений Q и V получаем уравнение параболы

$$q_{74} = \frac{(127,3 - 1,02\beta_{74})}{22,4} \cdot \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100}, \quad (663)$$

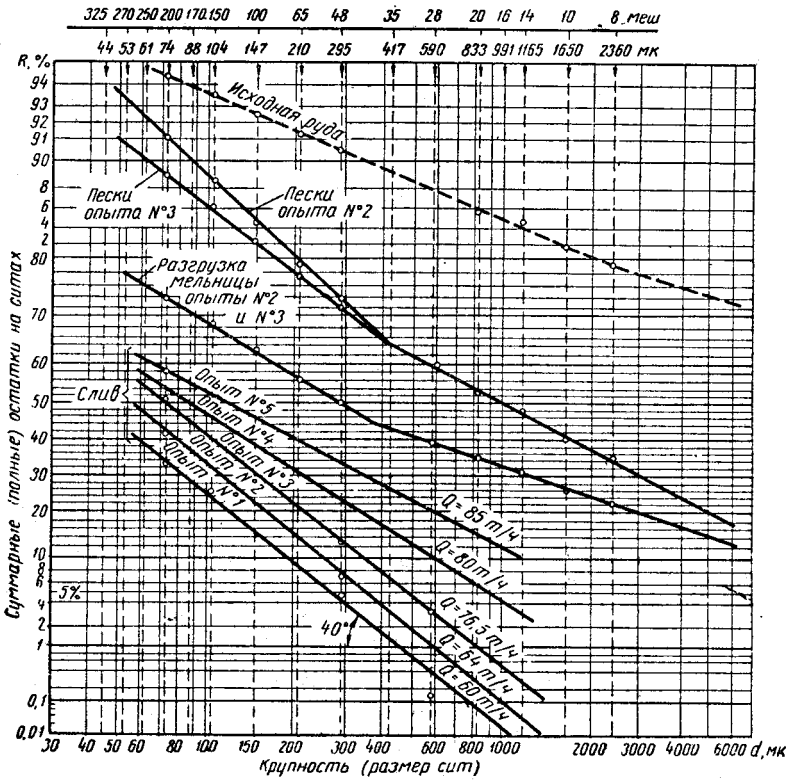


Рис. 159. Характеристики продуктов измельчения фабрики КЮГОК-1

где постоянная $\alpha_{74} \approx 4\%$. Значения q_{74} в функции β_{74} изображены на рис. 160 в виде параболической кривой. Дифференцируя уравнение (663) и приравняв выражение для производной $\frac{dq}{d\beta}$ нулю, находим координаты вершины: $(\beta_{74})_{\text{опт}} = 64,4\%$; $T_{\text{опт}} = 54,5$; $Q_{\text{опт}} = 61,6 \text{ т/ч}$; $(q_{74})_{\text{max}} = 1,65 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$.

При отклонении показателя β_{74} от оптимального значения на $\pm 10\%$ абсолютных (до $\beta_{74} = 55$ или 75%) удельная производительность q_{74} понижается по сравнению с максимальной на 4% относительных. Поэтому средней следует считать $q_{74} \approx 1,63 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$. Разумеется, найденные оптимальные параметры относятся только к определенным конкретным условиям, т. е. данной крупности питания ($d_0 = 50 \text{ мм}$), данным размерам спирального классификатора (две спирали $D = 2000 \text{ мм}$), принятым размерам догружаемых шаров ($d_{\text{ш}} = 100 \text{ мм}$) и т. д. При изменении этих условий соответственно изменяется и значение оптимумов.

Для определения приведенной удельной производительности остается внести две поправки — на крупность питания и на скорость. При

пересчете от руды 50—0 мм на крупность 25—0 мм, принятую в базисных условиях, коэффициент перехода согласно формуле (649) будет

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{50}{25}} = 1,19.$$

т. е. производительность повысится на 19%. Отсюда средняя приведенная производительность на руде ЮГОКа

$$q_{пр} = q_{74} K_{\psi} K_d = 1,63 \cdot 1,08 \cdot 1,19 = 2,10 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

Если принять приведенную производительность шаровой мельницы на руде ЮГОК-1 за единицу, то коэффициент относительной измельчаемости для джезказганской и норильской руды по криворожским кварцитам будет

$$K_{изм} = \frac{1,10}{2,10} = 0,53.$$

Этот показатель значительно ниже, чем относительная измельчаемость той же руды в стержневой мельнице (когда $K_{изм} = 1,15$, см. табл. 54). Это объясняется тем, что переход со стержневой мельницы

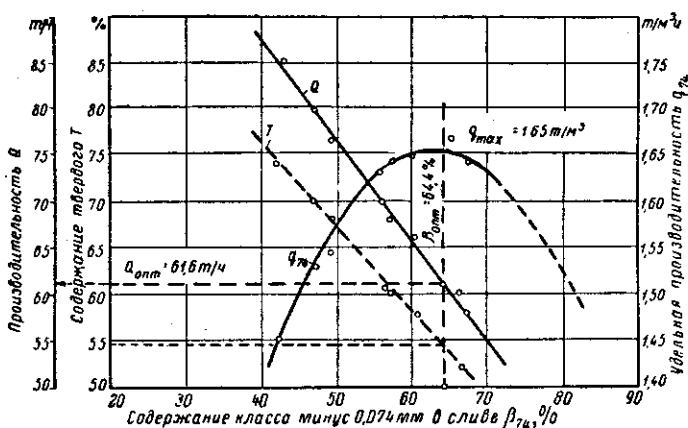


Рис. 160. Показатели работы шаровой мельницы первой стадии КЮГОК-1

на шаровую при измельчении джезказганской руды повышает удельную производительность всего на 20% (с 0,92 до 1,10 т/м³), а при измельчении криворожской — на 160% (с 0,8 до 2,10 т/м³).

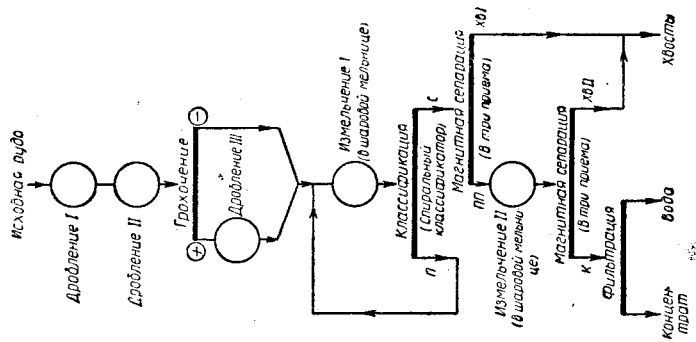
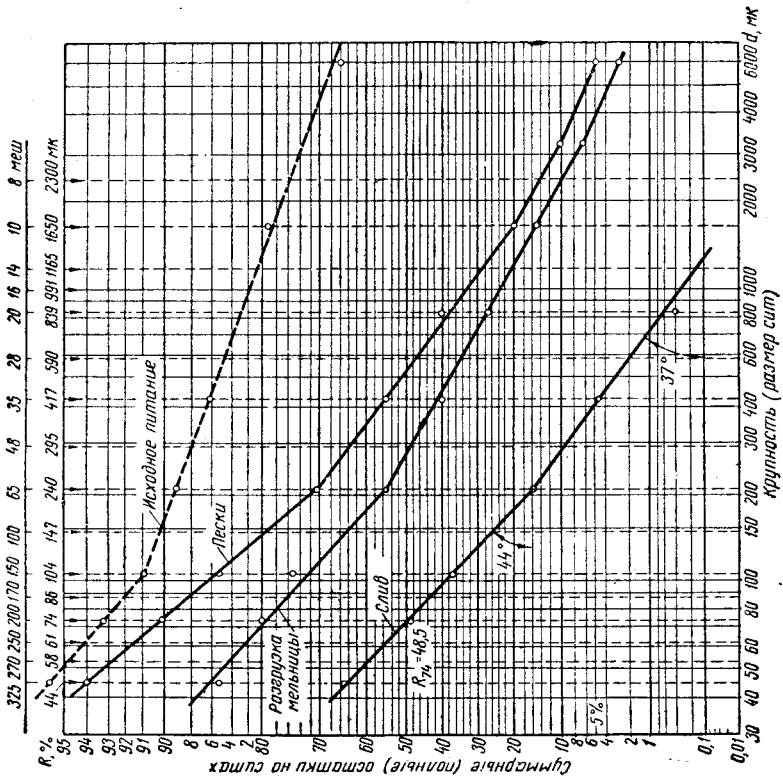
Фабрика «Сидварангер». На фабрике «Сидварангер», находящейся на крайнем Севере Норвегии, обрабатывается весьма крепкая и абразивная, очень тонковкрапленная магнетитовая руда, сходная с таконитами США и кварцитами Кривого Рога [31]. Технологическая схема ее (рис. 161) совпадает со схемой ЮГОК-1.

Дробленая руда, выданная короткоконусными дробилками (открытого цикла) и являющаяся питанием шаровой мельницы, имеет крупность $d_0 = 25$ мм (остаток 4,5% на сите 25 мм); содержание расчетного класса $\alpha_{74} = 6\%$. Характеристика ее изображена в виде верхней пунктирной ломаной на рис. 162.

Шаровая мельница (с решеткой) имеет необычные размеры: 3200×5100 . Полезный объем мельницы $V = 36$ м³; расчетный диаметр $D = 3$ м; скорость вращения $n = 18,9$ м/мин, чему соответствует $\psi = 77,5\%$; вес шаровой загрузки $G_{ш} = 75$ т; $\phi = 46,3\%$.

Для догрузки применяются шары $d_{ш} = 125$ мм.

Мельница работает в замкнутом цикле с двухспиральным классификатором $D = 1950$ мм. Производительность $Q = 156$ т/ч; потребляемая мощность $N = 880$ квт [31].



Содержание твердого в разгрузке мельницы 78%, в песках классификатора 90%, в сливе 50%; содержание мелкого класса в сливе $\beta_{74} = 51\%$.

Типичные характеристики продуктов изображены в виде ломаных на рис. 162.

При содержании мелкого класса в сливе $\beta_{74} = 51\%$ фактическая удельная производительность по вновь образованному

$$q_{74} = \frac{Q}{V} \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100} = \frac{156}{36} \frac{(51 - 6)}{100} = 1,95 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

Для определения приведенной производительности необходимо внести поправки на отклонения от базисных параметров.

При работе в базисных условиях производительность будет несколько меньше, так как при равенстве единице трех коэффициентов K_d , K_ψ и K_D четвертый (на скорость вращения) отличается от единицы и составляет

$$K_\psi = \frac{\psi_{\text{баз}}}{\psi} = \frac{0,80}{0,775} = 1,03.$$

Отсюда приведенная к базисным условиям удельная производительность

$$q_{\text{пр}} = K_\psi q_{74} = 1,03 \cdot 1,95 = 2,0 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

Последняя величина отличается всего на 55% от приведенной для руды ЮГОКа ($q_{\text{пр}} = 2,10 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$), что лежит в пределах возможной погрешности расчета. Поэтому можно считать, что приведенная производительность шаровых мельниц на руде ЮГОКа и на руде комбината «Сидварангер» очень близка. Если принять данные по ЮГОКу за единицу, то для руды «Сидварангер» найдем

$$K_{\text{изм}} = \frac{2}{2,1} \approx 0,96.$$

Интересно отметить, что тот же относительный коэффициент $K_{\text{изм}} = 0,96$ характеризует переход от таконитов к руде НКГОКа при сравнении стержневых мельниц (см. табл. 54).

В табл. 59 и 60 приведены показатели работы мельниц по некоторым фабрикам США и СССР [24].

Таблица 59

Удельная производительность шаровых мельниц с решеткой, работающих в замкнутом цикле

Показатели	АНОФ [24]	Фабрики США [11, 14]					
	Кировская	«Пекос»	«Маунт-Лайел»	«Уолкер-Майн»	«Андес»	«Моренсия»	«Саншайн»
Обрабатываемая руда	Апатито-нефелиновая	Свинцово-цинковая	Свинцово-цинковая	Медная порфи́ровая	Медная порфи́ровая	Медная порфи́ровая	Золото-кварцевая
Внутренние размеры мельницы ($D \times L$)	1900 × ×3050	2135 × ×1525	3050 × ×2135	2135 × ×1525	2655 × ×2745	3100 × ×3170	2845 × ×2135
Объем мельницы $V = \left(\frac{\pi D^2 L}{4} \right), \text{ м}^3$	8,8	5,5	15,5	5,5	15,2	24	13,5
Скорость вращения n , об/мин	20,0	22,5	17,9	24	20,2	17,9	13,0
То же, % от критической ψ	65	78	72	83	78	72	51
Вес шаров $G_{\text{ш}}$, т	17,5	9,07	29,6	8,17	20	40,8	24,9

Показатели	Фабрики США [11, 14]						
	АНОФ [24]	«Пекос»	«Маунт-Лайел»	«Уолкер-Майн»	«Андес»	«Моренсис»	«Саншайн»
Коэффициент заполнения шарами φ (шары кованные, $\gamma_{ш} = 4,7 \text{ т/м}^3$), %	44 (при $\gamma_{ш} = 4,5$)	35	44	33	28	38	41
Диаметр догружаемых шаров $d_{ш}$, мм	125	115	100	100	115	75; 65; 50	100
Крупность исходной руды d_0 , мм	60	38	38	38	32	19—25	38
Содержание твердого в разгрузке мельницы, %	75	85	80	78	78	75—80	80
Циркулирующая нагрузка C , %	200—250	400	120	140	140	500—600	570
Производительность по исходному Q , т/ч	15	9,7	68	15,2	23,1	66—75	18
Установленная мощность $N_{дв}$, кет	184	112	336	149	298	600	224
Потребляемая мощность, кет	150	112	334	112	303	526—541	149
Расход шаров, кг/т	0,75	0,9	0,35	1,05	—	—	0,85
Расход футеровки, кг/т	0,15	0,15	0,16	0,28	0,09	—	0,12
Содержание мелкого класса минус 0,074 мм, %:							
в исходном α_{74}	2,1	7,4	6,2	1,2	2,0	5,0	4,0
в готовом β_{74}	55,1	80,8	37,4	43,6	55,3	70,0	63,6
Приращение $(\beta_{74} - \alpha_{74})$, %	53,0	73,4	31,2	42,4	53,3	65,0	59,6
Удельная производительность по вновь образованному							
$q_{74} = \frac{Q (\beta_{74} - \alpha_{74})}{V \cdot 100}$, т/м ³ ·ч	0,9	1,3	1,37	1,17	0,82	1,78—2,0	0,8
Коэффициенты перехода на крупность руды							
$K_d = \sqrt[4]{\frac{d_0}{25}}$	1,25	1,11	1,11	1,11	1,06	0,93—1	1,11
на скорость вращения $K_\psi = \frac{80}{\psi}$	1,23	1,02	1,11	0,97	1,02	1,11	1,57
на заполнение шарами $K_\varphi = \frac{46}{\varphi}$	1,04	1,3	1,05	1,39	1,64	1,21	1,12
на диаметр $K_D = \sqrt{\frac{3}{D}}$	1,26	1,19	1,0	1,18	1,06	0,98	1,02
Общий $K_0 = K K_\psi K_\varphi K_D$	2,0	1,76	1,29	1,76	1,89	1,24—1,30	2,0
Приведенная удельная производительность $q_{пр} = K_0 q_{74}$	1,8	2,3	1,77	2,06	1,55	2,40	1,6

На основе этих данных, а также рассмотренных выше численных примеров получены сводные данные (табл. 60).

Приведенная производительность и коэффициент измельчаемости шаровых мельниц с решеткой (первого приема)

Руда	Приведенная производительность $q_{пр}$, $т/м^2 \cdot ч$	Коэффициент измельчаемости по Криворожским кварцитам $K_{изм}$
Джезказганская медная	1,10	0,53
Норильская медно-никелевая	1,10	0,53
Ленинградская свинцово-цинковая	1,1	0,54
Каджаранская медно-молибденовая	1,13	0,55
Золото-кварцевая («Саншайн», США)	1,6	0,77
Кировская апатито-нефелиновая (АНОФ)	1,8	0,88
Медно-порфиновые руды (США):		
«Андес»	1,5	0,72
«Уолкер-Майн»	2,1	0,98
«Моренси»	2,4	1,13
Свинцово-цинковые руды (США):		
«Маунт-Лайел»	1,8	0,82
«Пекос»	2,3	1,07
Железистые породы комбината «Сидварангер» (Норвегия)	2,0	0,96
Железистые кварциты ЮГОК-1	2,10	1,00

§ 87. Производительность шаровых мельниц второго приема первой стадии

Гипотеза Риттингера (о прямой пропорциональности между подведенной к мельнице работой и вновь образованной поверхностью) теряет силу в условиях тонкого измельчения, так как при $\beta_{74} > 60\%$ приращение поверхности происходит гораздо медленнее, чем расходуется энергия. Кроме того, самый прирост удельной поверхности при переходе через предел $\beta_{74} = 60\%$ становится непропорциональным содержанию расчетного мелкого класса β_{74} . Однако в условиях первой стадии измельчения, даже в тех случаях, когда она осуществляется в два последовательных приема, содержание расчетного мелкого класса β_{74} обычно не превосходит 60—65%, и потому для шаровых мельниц второго приема первой стадии нагрузка рассчитывается так же, как и для мельниц первого приема (лишь с учетом отклонения от оптимума). В этом отношении шаровые мельницы второго приема первой стадии резко отличаются от мельниц второй стадии, т. е. предназначенных для доизмельчения промпродуктов.

Имеется несколько отечественных фабрик, где первая стадия измельчения осуществляется в два приема, причем в первом — на стержневых, а во втором приеме (той же первой стадии) — на шаровых мельницах. Таковы фабрики Оленегорская и НКГОК, Балхашская и Красноуральская.

На Оленегорской фабрике (см. рис. 121, б и рис. 137) вся разгрузка стержневой мельницы 2700×3600 ($\beta_{74} = 13,3\%$) направляется в двухспиральный классификатор (с непогруженной спиралью 2000×8400), на котором выделяется готовый слив. Пески классификатора подаются на доизмельчение в шаровую мельницу (с решеткой 2700×3600 (объем $V = 18 \text{ м}^3$, вес шаров $G_{ш} = 37 \text{ т}$). Среднее содержание мелочи в песках $\alpha_2 = 8\%$. Мельница работает в открытом цикле. При производительности $Q_2 = 153 \text{ т/ч}$ разгрузка шаровой мельницы содержит $\beta_{74} = 15,8\%$ [6, 11]. Удельная производительность мельницы по вновь образованному

$$q_{74} = \frac{Q_2 (\beta_{74} - \alpha_{74})}{V} = \frac{153 (15,8 - 8)}{18} = 0,67 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

Полученную величину можно сравнить с удельной производительностью стержневой мельницы той же Оленегорской фабрики, где

средняя фактическая $q_{74} = 0,9 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$. Отсюда коэффициент перехода от стержневой к шаровой (считая по фактической удельной производительности)

$$K_{с. ш} \approx 100 \frac{0,90}{0,67} = 1,34.$$

Таким образом, на Оленегорской фабрике производительность шаровой мельницы второго приема значительно ниже, чем стержневой, хотя питание здесь мельче, а готовый продукт — примерно той же крупности.

В условиях Оленегорской фабрики приведенная удельная производительность стержневой мельницы $q_{пр} = 1,20 \text{ т/м}^3$. Для шаровой мельницы приведенную производительность можно грубо определить, считая коэффициенты перехода следующими:

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{6}{25}} = 0,84; \quad K_{\psi} = 1,08; \quad K_{\varphi} = 1; \quad K_D = \sqrt{\frac{3}{2,5}} = 1,10.$$

Отсюда общий коэффициент перехода

$$K_0 = K_d K_{\psi} K_{\varphi} K_D = 0,84 \cdot 1,08 \cdot 1 \cdot 1,10 = 0,99.$$

и приведенная удельная производительность шаровой мельницы

$$q_{пр} = K_0 q_{74} = 0,99 \cdot 0,67 = 0,67 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

Отношение приведенных показателей составляет

$$\frac{1,20}{0,67} = 1,8.$$

Таким образом, в условных единицах стержневая мельница на Оленегорской фабрике оказывается почти в 2 раза более производительной, чем шаровая. Этим определяется целесообразность применения для первого приема Оленегорской фабрики именно стержневой мельницы, как это и принято фабрикой.

Прямо противоположная картина наблюдается на весьма крепких (твердых) железных рудах типа *криворожских кварцитов* и таконитов. Об этом свидетельствует нижеследующая сравнительная таблица, составленная на основании предыдущих расчетов (табл. 61).

Таблица 61
Сравнение показателей стержневых и шаровых мельниц для магнетитовых руд

Руда	Приведенная удельная производительность $q_{пр}$, $\text{т/м}^3 \cdot \text{ч}$		
	Стержневая мельница первого приема (см. табл. 60)	Шаровая мельница первого приема	Шаровая мельница второго приема
Некрепкая руда: Оленегорская	1,20	—	0,67 (открытый цикл)
Крепкие руды: Руда КЮГОК-1	—	2,1 (мельница первого приема, замкнутый цикл)	—
Руда НКГОКа	0,80	—	1,5 (замкнутый цикл)
Такониты «Эри», «Сильвер-Бей» (США)	0,77	—	—
Руда комбината «Сидварангер» .	—	2,0 (мельница первого приема, замкнутый цикл, см. табл. 60)	—

Табл. 61 пополнена данными по НКГОКу, где на втором приеме шаровая мельница 3600 × 4000 работает в замкнутом цикле со спираль-

ным классификатором, питаемым разгрузкой стержневой мельницы (см. рис. 141 и 142). Параметры шаровой мельницы НКГОКа таковы: $D = 3,4$ м; $V = 36$ м³; $\psi = 76\%$; $G_{шт} = 74$ т; $\phi = 46\%$. Крупность питания (приблизленно) $d_0 = 10$ мм, содержание расчетного класса $\alpha_{74} = 16\%$. При производительности $Q = 200$ т/ч содержание в готовом продукте $\beta_{74} \approx 50\%$.

Удельная производительность по вновь образованному

$$q_{74} = \frac{Q (\beta_{74} - \alpha_{74})}{V} = \frac{200 (50 - 16)}{36} = 1,90 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

Коэффициенты перехода:

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{10}{25}} = 0,8; \quad K_\psi = \frac{80}{76} = 1,05;$$

$$K_\phi = \frac{46}{46} = 1; \quad K_D = \sqrt{\frac{3}{3,4}} = 0,94,$$

откуда

$$K_0 = 0,80 \cdot 1,05 \cdot 1 \cdot 0,94 = 0,79.$$

Приведенная производительность шаровой мельницы второго приема (замкнутый цикл)

$$q_{пр} = K_0 q_{74} = 0,79 \cdot 1,90 = 1,50 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

Эта величина на 28% ниже, чем полученная в оптимальных условиях на мельницах первого приема ЮГОК-1 (2,1 т/м³). Расхождение частично может быть объяснено отклонением от оптимальных условий, а также различием в структурах руды.

Из табл. 61 видно, что на некрепких железных рудах, типа оленегорских, при переходе с шаров на стержни удельная производительность $q_{шт}$ мельницы повышается вдвое, в то время как на крепких рудах — таконитах и криворожских — при таком переходе она уменьшается почти в 2,5 раза. Это обстоятельство, как уже отмечалось в нашей литературе [22, 36], ставит под сомнение целесообразность двух приемов измельчения первой стадии.

По этому же поводу М. Дигре [32] пишет, что в противоположность практике США на норвежской фабрике «Сидварангер» стержневые мельницы не применяются, так как было установлено, что подача питания в шаровую мельницу является здесь наиболее экономическим способом измельчения.

На Балхашской фабрике стержневая мельница 2700×3600 работает в полузакнутом цикле (рис. 163): часть песков направляется на доизмельчение в шаровую мельницу, а часть возвращается в стержневую [8].

В опытах, при которых измельчалась привозная джезказганская руда, баланс продуктов был следующим (рис. 163).

В стержневую мельницу 2700×3600 поступало $Q = 53$ т/ч исходной дробленой руды с содержанием $\alpha_{74} = 2\%$. Агрегат полузакнутого цикла «стержневая мельница + речный классификатор» (первый прием) выдавал два конечных продукта (не считая оборотных песков): слив в количестве $Q_c = 18$ т/ч с содержанием $\beta = 60,2\%$ и идущие в шаровую мельницу пески ($\Pi = 35$ т/ч при $\Theta_{74} = 12\%$). Таким образом, часовое количество вновь образованной мелочи составляло

$$\begin{aligned} Q'_{74} &= Q_c \beta + \Pi \Theta - Q \alpha = 18 \cdot 0,602 + 35 \cdot 0,12 - 53 \cdot 0,02 = \\ &= 10,8 + 4,2 - 1,0 = 14,0 \text{ т/ч.} \end{aligned}$$

Относя эту величину к единице объема стержневой мельницы, имеем

$$q_{74} = \frac{Q'_{74}}{V} = \frac{14}{17,8} = 0,78 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

Шаровая мельница второго приема на БМЗ имела размеры 2700×3600 , объем $V = 17,8 \text{ м}^3$; остальные параметры таковы: $n = 20 \text{ об/мин}$; $\psi = 78\%$; $G_{\text{ш}} = 32 \text{ т}$; $\varphi = 40\%$; $N_{\text{дв}} = 380 \text{ квт}$.

В мельницу подавались пески полузамкнутого цикла в количестве $P_2 = 35 \text{ т/ч}$.

Производительность по вновь образованному может быть определена по разности следующим образом (см. рис. 163).

Весь агрегат получал питание в количестве $Q = 53 \text{ т/ч}$ с содержанием $\alpha_{74} = 2\%$ и выдавал готовый продукт с $\beta = 64\%$. Отсюда общее часовое количество вновь образованного

$$Q_{74} = \frac{53(64 - 2)}{100} = 32,9 \text{ т/ч.}$$

Из этого количества мельницей первого приема (стержневой) производилось (см. выше) $Q'_{74} = 14 \text{ т/ч}$, следовательно, на долю шаровой приходилось

$$Q''_{74} = Q_{74} - Q'_{74} = 32,9 - 14 = 18,9 \text{ т/ч.}$$

Отсюда удельная производительность шаровой мельницы второго приема по вновь образованному

$$q_{74} = \frac{Q''_{74}}{V} = \frac{18,9}{17,8} = 1,06 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

В целях единообразия и в данном случае может быть сделано приведение к некоторым базисным условиям. Принимая для них по-прежнему $d_0 = 25 \text{ мм}$; $D_{\text{н}} \times L = 3200 \times 3100$ ($D = 3 \text{ м}$); $\psi = 80\%$; $\varphi = 46\%$, находим следующие коэффициенты перехода:

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{6}{25}} = 0,84; \quad K_{\psi} =$$

$$= \frac{80}{\psi} = \frac{80}{78} = 1,02;$$

$$K_{\varphi} = \frac{46}{\varphi} = \frac{46}{40} = 1,15; \quad K_D = \sqrt[3]{\frac{3}{D}} = \sqrt[3]{\frac{3}{2,5}} = 1,1;$$

общий коэффициент

$$K_0 = K_d K_{\psi} K_{\varphi} K_D = 0,84 \cdot 1,02 \cdot 1,15 \cdot 1,1 = 1,09.$$

Отсюда приведенная удельная производительность шаровых мельниц второго приема БМЗ при работе на джезказганской руде

$$q_{\text{пр}} = K_0 q_{74} = 1,09 \cdot 1,06 = 1,15 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

Та же джезказганская руда измельчалась на фабрике Красноуральского завода (КУМЗ) в два приема — в стержневых и шаровых мельницах [8]. На КУМЗе шаровые мельницы имели размеры 1830×3050 ; объем $V = 6,5 \text{ м}^3$; $n = 23 \text{ об/мин}$, или $\psi = 72,5\%$; $G_{\text{ш}} = 13 \text{ т}$, или $\varphi = 40\%$; $D_{\text{ш}} = 80 \text{ мм}$; $N_{\text{дв}} = 125 \text{ квт}$. Средняя удельная производительность (при

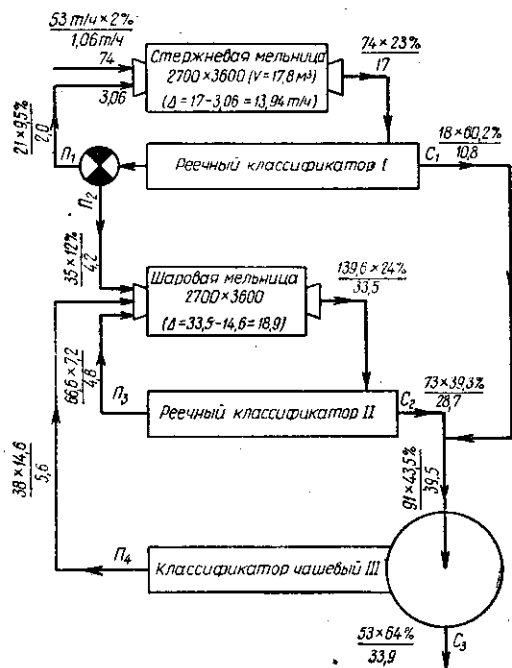


Рис. 163. Результаты опытов измельчения джезказганской руды на Балхашской фабрике (БМЗ)

измельчении от начального содержания 31,6% до конечного 56—59% класса минус 0,074 мм) составила

$$q_{74} = 0,82 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

При пересчете на мельницы БМЗ ($D = 2,5 \text{ м}$; $\psi = 78\%$ и $\varphi = 40\%$) это дает

$$q'_{74} = q_{74} \frac{78}{72,5} \sqrt{\frac{2,5}{1,7}} = 1,05 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

что почти в точности совпадает с экспериментально найденной нагрузкой $q_{74} = 1,06 \text{ т/м}^3$.

Приведенный пример показывает, что формулы для переходных коэффициентов подтверждаются экспериментальными данными.

Вместе с тем опыты измельчения той же джезказганской руды, проведенные на СУМЗе (Среднеуральск), дали показатели, резко отличающиеся от предыдущих (рис. 164).

На СУМЗе для второго приема были использованы две параллельно работающие мельницы № 3 и № 4 с параметрами:

$$\begin{aligned} D_n \times L &= 2700 \times 3600; V = 18 \text{ м}^3; n = 20,4 \text{ об/мин}; \psi = 76\%; \\ G_{ш} &= 32 \text{ т}; \varphi = 40\%; N_{дв} = 360 \text{ квт.} \end{aligned}$$

Питанием шаровых мельниц второго приема были пески чашевого классификатора (первого приема) с начальным содержанием $\alpha_{74} = 14,6\%$. Мельница № 3 развивала ничтожно малую удельную производительность — всего около $q_{74} = 0,123 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$, а мельница № 4 (при $\beta_{74} = 54\%$) давала $q_{74} = 0,56 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$ (или $q_{пр} = 0,5 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$). Большая из полученных величин все же оказалась в 2 раза меньше, чем на БМЗ и на КУМЗе. Автор работы М. Н. Казеннов [8] считает причиной резкого понижения производительности то обстоятельство, что на БМЗ и на КУМЗе для первого приема были применены стержневые, а на СУМЗе шаровые мельницы (№ 1 и 2). С этим выводом нельзя согласиться уже в силу того факта, что показатели мельниц № 3 и 4 отличаются между собой в 4 раза и потому не могут считаться сколько-нибудь надежными. Вероятнее всего, что результаты испытаний были искажены неточностью замеров или их записи и расчетов.

При испытаниях на СУМЗе (рис. 164) две мельницы № 1 и 2 первого приема давали 33 т/ч вновь образованного класса минус 0,074 мм, мельница № 3 (второго приема) — 2,2 т/ч, а мельница № 4 — 10 т/ч (всего 45,2 т/ч). Если исключить из рассмотрения мельницу № 3 как фактически не работающую, то суммарный часовой прирост по остальным составит $Q_{74} = 33 + 10 = 43 \text{ т/ч}$. Объем каждой из мельниц около 18 м^3 , поэтому удельная производительность по вновь образованному (фактическая), рассчитанная для трех мельниц первого и второго приемов, будет

$$q_{74} = \frac{Q_{74}}{3V} = \frac{43}{3 \cdot 18} = 0,8 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

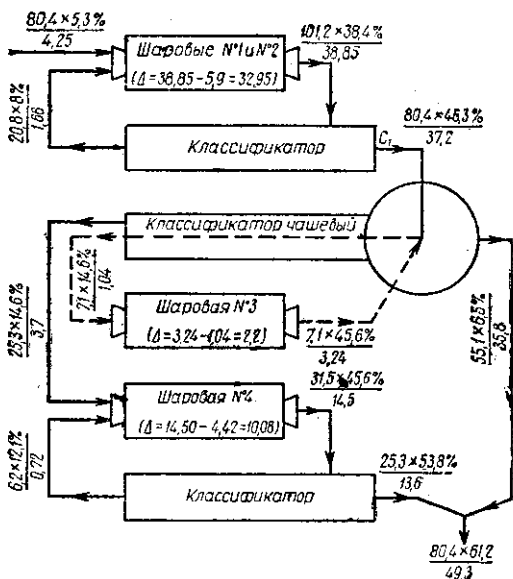


Рис. 164. Результаты опытов измельчения джезказганской руды на Среднеуральской фабрике (СУМЗ)

Для перехода к приведенной производительности пользуемся следующими коэффициентами перехода:

$$K_d = \sqrt[4]{\frac{25}{25}} = 1; \quad K_\psi = \frac{80}{76} = 1,05; \quad K_\varphi = \frac{46}{40} = 1,15;$$

$$K_D = \sqrt{\frac{3}{D}} = \sqrt{\frac{3}{2,5}} = 1,1; \quad K_0 = 1 \cdot 1,05 \cdot 1,15 \cdot 1,1 = 1,33;$$

отсюда

$$q_{пр} = K_0 q_{74} = 1,33 \cdot 0,8 = 1,06 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

Такая производительность достигалась при получении готового продукта с содержанием $\beta_{74} = 60\%$. Необходимо принять во внимание, что при более тонком помоле удельная производительность мельницы падает. Так, из рис. 156 видно, что при $\beta_{74} = 60\%$ мельница 3200×3100 дает $q_{пр} = 1,08$; $q_{74} = 1,08 \cdot 0,95 = 1,03 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$, что почти совпадает с найденной для СУМЗА ($1,06 \text{ т/м}^3$).

Таким образом, испытания подтвердили, что две или несколько последовательно работающих шаровых мельниц первого и второго приемов (СУМЗ) могут быть заменены одной мельницей, выполняющей измельчение в один прием с той же удельной производительностью по вновь образованному мелкому классу.

Сопоставление показателей, полученных при испытаниях по измельчению джезказганской руды на нескольких фабриках по различным схемам, дается в табл. 62.

Таблица 62

Приведенная производительность мельниц при измельчении джезказганской руды на различных фабриках

Место испытаний (фабрика)	Первый прием		Второй прием		Суммарно (или в один прием) $q_{пр}$
	тип мельницы	$q_{пр}$	тип мельницы	$q_{пр}$	
Балхашская (БМЗ)	Стержневая	0,92	Шаровая	1,15	— 1,06 (суммарно по двум прие- мам)
Красноуральская (КУМЗ)	То же	0,92	То же	1,13	
Среднеуральская (СУМЗ)	Шаровая	1,13	»	0,55	
Джезказганская (ДМЗ)	То же	1,13	—	—	1,13 (в один прием)

Из сравнения табл. 61 и 62 можно заключить, что джезказганская руда (и аналогичные ей руды) занимает промежуточное положение между слабыми оленегорскими рудами, для которых предпочтительнее стержневые мельницы, и крепкими криворожскими (таконитами), при измельчении которых намного производительнее шаровые. Для джезказганской руды приведенная производительность тех и других — одного порядка (на стороне шаровых — преимущество примерно 15%).

§ 88. Производительность мельниц для доизмельчения промпродуктов (шаровые мельницы второй стадии обогащения)

А. Нагрузка и выбор числа приемов измельчения

Расчет производительности мельницы с помощью показателя $q_{пр}$ (приведенная удельная производительность), найденного для первой стадии, оказывается недействительным для мельниц второй стадии, т. е. для операции доизмельчения.

Так, например (см. табл. 60), на Джекказганской фабрике мельницы первой стадии развивали приведенную удельную производительность $q_{пр} = 1,10 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$ (руда доводилась от начальной крупности 25 мм до содержания $\beta_{74} = 50\%$ в один прием). Во второй стадии, при доизмельчении до $\beta_{74} = 75\%$ промпродукта, по своей измельчаемости близкого к исходной руде, мельница 2700×3600 , объемом $V = 18 \text{ м}^3$ развивала от 0,62 до 0,78 $\text{т/м}^3 \cdot \text{ч}$ и в среднем $q_{74} = 0,7 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$ вновь образованного. Последняя цифра с поправкой на диаметр* дает $q_{пр} = 0,7 \sqrt[3]{\frac{3}{2,5}} = 0,77 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$.

Таким образом, нагрузка мельниц второй стадии на Джекказганской фабрике составляет 75% нагрузки мельниц первой стадии.

Как уже было показано, для мельниц первой стадии (см. рис. 156) удельная производительность не остается строго постоянной, а зависит от тонкости продукта измельчения. То же имеет место и для мельниц второй стадии. На рис. 165 изображена принципиальная схема цепи аппаратов, примененная на Джекказганской фабрике при сравнительных испытаниях.

Слив классификатора первой стадии, содержащий около 40% класса минус 0,074 мм, подавался на межстадиальную флотацию. Хвосты флотации направлялись на вторую стадию измельчения — в шаровую мельницу 2700×3600 ($n = 19 \text{ об/мин}$; $\psi = 74\%$; $V \approx 18 \text{ м}^3$; $G_{ш} = 37,5 \text{ т}$; $\varphi = 45\%$; $D_{ш} = 60 \text{ мм}$; $N_{дв} = 360 \text{ квт}$). Слив, выдаваемый классификатором второй стадии, поступал в основную флотацию, после которой следовала контрольная флотация хвостов, а также перемешка концентрата. Все промпродукты возвращались в мельницу второй стадии на доизмельчение. Результаты одного из типичных опытов таковы [8]: общее питание мельницы второй стадии (и выдача слива классификатором) составляло $Q = 68,8 \text{ т/ч}$; содержание мелочи в питании $\alpha_{74} = 43,9\%$, в сливе $\beta_{74} = 63,7\%$. Отсюда удельная производительность по вновь образованному

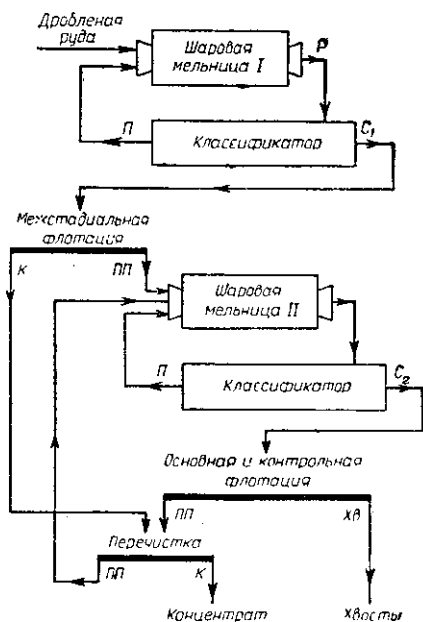


Рис. 165. Схема двухстадиального измельчения, опробованная на Джекказганской фабрике (по Казеннову)

$$q_{74} = \frac{Q}{V} \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100} = \frac{68,8}{18} \frac{(63,7 - 43,9)}{100} = 0,77 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$$

При изменении общей производительности мельниц первой стадии соответственно уменьшается и общая нагрузка мельниц второй стадии, а крупность слива C_2 понижается (β_{74} увеличивается). В результате удельная производительность мельниц второй стадии по вновь образованному не остается постоянной, а меняется по некоторому параболическому закону, как показано на рис. 166.

Сопоставляя показатели одностадиального и двухстадиального измельчения (см. рис. 165), М. Н. Казеннов приходит к следующему

* Для мельниц второй стадии здесь вводится только одна поправка на диаметр в целях приведения к одному типоразмеру: 3200×3100 .

важному заключению: если перед флотационным обогащением необходимо довести руду до так называемой средней крупности, характеризующейся содержанием порядка 50—55% класса минус 0,074 мм, то в целях наилучшего использования объема шаровых мельниц выгоднее осуществлять измельчение в один прием (а не в два); если же измельчение должно обеспечить в продукте примерно 60% расчетного класса, то оба варианта измельчения становятся

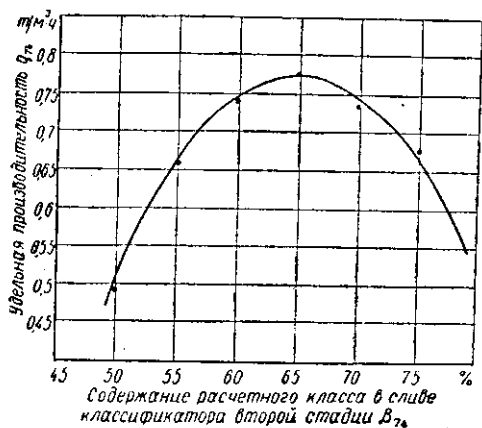


Рис. 166. Удельная производительность мельницы второй стадии Джезказганской фабрики (шаровая 2700 × 3600)

уже целесообразно применение измельчения в три стадии (см. рис. 153).

Б. Коэффициент перехода

Найденный при испытаниях на Джезказганской фабрике коэффициент перехода от удельной производительности мельниц первой к мельницам второй стадии $K_{1-2} = 0,75$ не может быть автоматически распространен на другие фабрики. Так, на фабрике ЮГОК-1, где в первом приеме руда доводится до 55—75% минус 0,074 мм, фактическая удельная производительность мельницы первой стадии 1,65 т/м³·ч; во второй стадии промпродукт доизмельчается до крупности 80—85% минус 0,074 мм и фактическая удельная производительность мельницы 3200 × 3100 понижается примерно до 0,64 т/м³·ч.

Отношение нагрузок мельниц второй и первой стадии составляет

$$K_{1-2} = \frac{0,64}{1,65} = 0,40.$$

Необходимо отметить, что полученный результат установлен для ЮГОКа при соотношении объемов мельниц первой и второй стадий как 1:1. При другом соотношении объемов (3:1) и при более грубом помоле во второй стадии (до $\beta_{74} = 58-64\%$ вместо 80—85%) удельная производительность оказалась значительно выше и составила около 0,9—1 т/м³·ч. В этом случае коэффициент перехода повысился до $K_{1-2} = 0,45-0,5$.

Отсюда можно заключить, что мельницы второй стадии очень чувствительны и к крупности исходного питания, и к тонине помола. Поэтому нет возможности с достаточной точностью установить значение коэффициента перехода K_{1-2} от мельниц первой стадии к мельницам второй чисто расчетным путем.

Как указывает проф. К. А. Разумов [3], осложняющим задачу служит и то обстоятельство, что минералогический состав исходной руды,

являющейся питанием мельниц первой стадии, и состав промежуточных продуктов, направляемых для доизмельчения в мельницы второй стадии, вообще говоря, различен, и лишь при очень большом выходе промежуточного продукта он будет мало отличаться по измельчаемости от исходной руды; при среднем и малом выходе различие может оказаться существенным. «В этом случае, — указывает проф. К. А. Разумов, — необходимо предварительное исследование с целью определения измельчаемости промежуточных продуктов». При отсутствии исследований на основе практики действующих фабрик ДМЗ и ЮГОК-1 допустимо принимать коэффициент перехода по производительности мельниц первой стадии к мельницам второй: для флотационных фабрик $K_{1-2} = 0,7-0,75$, а для магнитно-обогажительных $K_{1-2} = 0,40-0,45$.

В. Соотношение объемов мельниц первой и второй стадий

При выборе соотношения между объемами мельниц первой и второй стадий приходится считаться с тем обстоятельством, что при изменении крупности продукта первой стадии изменяется не только выход подлежащего доизмельчению промежуточного продукта межстадиального обогащения, но и крупность этого продукта, а также крупность отвальных хвостов. В качестве примера, иллюстрирующего различные варианты распределения, целесообразно остановиться на результатах испытаний, проведенных на ЮГОК-1 [30].

На рис. 167 дана схема и показатели двухстадиального измельчения ЮГОК-1, когда соотношение объемов мельниц первой и второй стадий было $V_1 : V_2 = 1 : 1$. На каждой секции фабрики работают четыре одинаковые мельницы 3200×3100 , объемом по $22,5 \text{ м}^3$. В рассматриваемом случае две мельницы были использованы для первой стадии и две — для второй.

Часовая производительность каждой мельницы первой стадии была $Q = 80 \text{ т/ч}$, т. е. секция обрабатывала в общей сложности $2Q_1 = 160 \text{ т/ч}$. Ситовые анализы показали, что содержание расчетного класса минус $0,074 \text{ мм}$ составляло (рис. 167): в исходной руде $\alpha_{74} = 4\%$, в продукте первой стадии измельчения $\beta_{74} = 47\%$, в отвальных хвостах межстадиального обогащения (магнитной сепарации) $\beta_3 = 53\%$, в промпродукте $\alpha_2 = 35\%$ и, наконец, в продукте второй стадии $\beta_2 = 85\%$.

Удельная производительность мельниц первой стадии по вновь образованному была равна

$$q_1 = \frac{2Q}{2V_1} \frac{(\beta - \alpha)}{100} = \frac{2 \cdot 80}{2 \cdot 22,5} (47 - 4) = 1,53 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

Эта величина соответствует диаграмме (см. рис. 160).

Обозначая через γ процентный выход промпродукта и составляя баланс расчетного мелкого класса в продуктах обогащения, имеем

$$100\beta_1 = \gamma\alpha_2 + (100 - \gamma)\beta_3. \quad (664)$$

Отсюда найдем выход промпродукта:

$$\gamma = 100 \frac{(\beta_3 - \beta_1)}{(\beta_3 - \alpha_2)}. \quad (665)$$

В данном случае

$$\gamma = \frac{100(53 - 47)}{(53 - 35)} = 33,3\%. \quad (666)$$

Следовательно, на две мельницы второй стадии поступало в час

$$Q_2 = \frac{\gamma}{100} 2Q_1 = 0,333 \cdot 2 \cdot 80 = 53,3 \text{ т/ч}, \quad (667)$$

т. е. по 26,6 т/ч на каждую, и удельная производительность их составляла

$$q_2 = \frac{Q_2 (\beta_2 - \alpha_2)}{2V_2 \cdot 100} = \frac{53,3 (85 - 35)}{2 \cdot 22,5 \cdot 100} = 0,58 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}, \quad (668)$$

где $2V_2 = 2 \cdot 22,5$ — общий объем обеих мельниц второй стадии.

Затем (см. рис. 168) режим измельчения был изменен таким образом, что в каждую из мельниц первой стадии подавалось всего $Q_1 = 61,6$ т/ч, что, согласно рис. 160 совпадало с оптимальной нагрузкой. В результате продукт первой стадии содержал $\beta_1 = 64,4\%$, а после магнитной сепарации промпродукт имел $\alpha_2 = 54\%$ и хвосты $\beta_3 = 75\%$. При более тонком помоле выход хвостов понизился, а промпродукта — повысился.

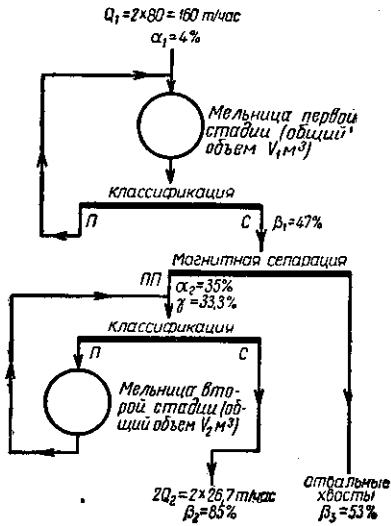


Рис. 167. Показатели двухстадиального измельчения на ЮГОК-1 при работе по варианту $V_1 : V_2 = 1 : 1$

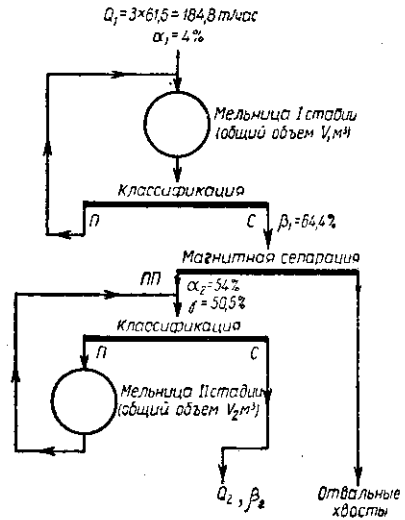


Рис. 168. Показатели двухстадиального измельчения на ЮГОК-1 при работе по варианту $V_1 : V_2 = 3 : 1$

По формуле (665) имеем

$$\gamma = 100 \frac{75 - 64,4}{75 - 54} = 50,5\%. \quad (669)$$

На новый режим было переведено три мельницы одной секции, поэтому общая часовая производительность секции по руде составила $3Q_1 = 3 \cdot 61,6 = 184,8$ т/ч. Ввиду этого общее часовое количество промпродукта достигало

$$Q_2 = \frac{\gamma}{100} 3Q_1 = 0,505 \cdot 184,8 = 93 \text{ т/ч}.$$

Возник вопрос: справится ли оставшаяся четвертая мельница с таким количеством промпродукта, хотя и более тонкого, чем в первом случае?

Предварительные опыты показали, что удельная производительность мельниц второй стадии довольно устойчива и составляет в благоприятном случае $q_2 = 0,64$ т/м³·ч. Составляя уравнение удельной нагрузки

$$\frac{(\beta_2 - \alpha_2)}{100} = \frac{V_2 q_2}{Q_2} \quad (670)$$

и подставляя соответствующие численные значения букв, имеем

$$\frac{\beta_2 - \alpha_2}{100} = \frac{22,5 \cdot 0,64}{93} = 15,5\%.$$

Таким образом, при соотношении объемов $V_1:V_2 = 3:1$ промпродукт может быть доизмельчен только до

$$\beta_2 = \alpha_2 + 15,5 = 54 + 15,5 \approx 70\%.$$

Такая крупность, а следовательно, соотношение объемов 3:1 неприемлемы.

Поскольку необходимо доизмельчение до заданной крупности $\beta_2 = 85\%$, для второй стадии потребуется не одна, а две мельницы. Действительно, в этом случае удельная производительность мельниц второй стадии будет равна

$$q_2 = \frac{Q_2}{V_2} (\beta_2 - \alpha_2) = \frac{93(85 - 54)}{2 \cdot 22,5} = 0,64 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}.$$

Таким образом, для доведения продукта до содержания $\beta_2 = 85\%$ мельницы ЮГОК-1 необходимо сочетать в отношении 1:1 или 3:2; при соотношении же 3:1 возможно только $\beta_2 = 70\%$.

По-видимому, с точки зрения наилучшего использования объема мельниц обеих стадий, оптимальным был бы вариант 3:2, для чего в каждой секции было бы необходимо установить пять мельниц (а не четыре).

Г. Шаровые мельницы второй стадии на некоторых зарубежных и отечественных железообогатительных фабриках

С технологической схемой фабрики ЮГОК-1 сходна схема норвежской фабрики «Сидварангер» (см. рис. 161), где принято измельчение в две стадии с межстадиальным обогащением. Для первой стадии применены шаровые мельницы 3200×5100 с фактической удельной производительностью $q_{74} = 1,97 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$ и приведенной $q_{пр} = 1,88 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}$ (см. § 86). Для второй стадии используются мельницы таких же размеров 3200×5100 (полезный объем $V = 36 \text{ м}^3$), работающие в открытом цикле.

По ориентировочным данным [12], производительность их по питанию составляет около $Q = 80 \text{ т/ч}$; содержание расчетного класса в питании около 52% (цифра не вполне точная), в готовом 80%. Отсюда удельная производительность по вновь образованному

$$q_{74} = \frac{80(80 - 52)}{36 \cdot 100} = 0,62 \text{ т/м}^3.$$

Можно отметить, что эта величина почти совпадает с достигнутой на ЮГОК-1.

Отношение фактических нагрузок мельниц второй и первой стадий фабрики «Сидварангер» равно

$$K_{2-1} = \frac{0,62}{1,87} = 0,32,$$

что близко к значению этого коэффициента для ЮГОК-1 (см. выше).

На многих новых магнитообогатительных фабриках первая стадия измельчения — перед первой операцией обогащения (предварительная магнитная сепарация) — осуществляется в стержневых мельницах. Таковы фабрики «Биббит», «Сильвер-Бей» и «Эри».

На первой из них каждая секция включает одну стержневую мельницу 3200×4400 для первой стадии и две шаровые 3200×3600 (объемом $V = 25,4 \text{ м}^3$) — для второй. Нормальной для шаровых мельниц здесь считается скорость $n = 15,5 \text{ об/мин}$ ($\psi = 66\%$ критической). Шаровые мельницы, работая в замкнутом цикле со спиральными классификаторами, доводят продукт до крупности 80—85% минус 0,04 мм, что примерно соответствует 95—97% минус 0,074 мм.

На фабрике «Сильвер-Бей» установлены несколько большие стержневые мельницы, но шаровые — тех же размеров 3200×3600 . Здесь они

работают в замкнутом цикле с гидроциклонами. По грубо ориентировочным данным [12], удельная производительность по вновь образованному составляет на фабриках «Бейбит» и «Сильвер-Бей».

$$q_{74} = \frac{Q}{2V} \frac{(\beta_{74} - \alpha_{74})}{100} = \frac{80 \cdot (95 - 25)}{2 \cdot 25,4 \cdot 100} = 1,1 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

Эта величина почти в 2 раза больше, чем для ЮГОК-1 и для фабрики «Сидварангер», в то время как в условиях стержневых мельниц первой стадии измельчаемость таконитов «(Сильвер-Бей)» почти совпадает с измельчаемостью новокриворожских кварцитов (см. табл. 54).

Примерно такой же величины достигает удельная производительность мельниц 3200×3100 (с решеткой), установленных на второй стадии обогащения (третий прием измельчения) фабрики НКГОКа (см. рис. 142). В агрегат, состоящий из гидроциклонов, спиральных классификаторов и двух мельниц, направляется промпродукт магнитной сепарации (выход около 70%) с содержанием мелочи $\alpha_{74} \approx 50\%$. Готовый продукт — слив гидроциклона — содержит около $\beta_{74} = 90\%$. При производительности секции (в головке которой — стержневая мельница) $Q_1 = 200 \text{ т/ч}$ и выходе промпродукта $\gamma = 0,70$ общая нагрузка агрегата до измельчения составляет $Q_3 = \gamma Q_1 = 0,30 \cdot 200 = 140 \text{ т/ч}$, а удельная производительность мельниц по вновь образованному

$$q_{74} = \frac{Q_3}{2V_3} (\beta_{74} - \alpha_{74}) = \frac{140(90 - 50)}{2 \cdot 22,5} = 1,25 \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч.}$$

В данном случае $D = 3200 \text{ мм}$, и потому введения поправки на диаметр не требуется.

В табл. 63 приведены показатели ряда отечественных и зарубежных фабрик.

Таблица 63

Приведенная производительность шаровых и стержневых мельниц
(сводные данные)

(базисные условия для шаровых мельниц обеих стадий: $D \times L = 3200 \times 3100$; $\psi = 80\%$ $\varphi = 46\%$; кроме того, для первой стадии $d_0 = 25 \text{ мм}$. Для стержневых мельниц:

$$D \times L = 3200 \times 4600; \psi = 60\%; \frac{G_{ш}}{V} = 2,3 \text{ т/м}^3; d_0 = 30 \text{ мм}.$$

Руда	Фабрика, на которой проводились испытания	Стержневая мельница			Шаровая мельница первой стадии			Шаровая мельница второго приема (первая стадия)			Шаровая мельница второй стадии (для доизмельчения промпродуктов)		
		α_{74}	β_{74}	$q_{пр}$	α_{74}	β_{74}	$q_{пр}$	α_{74}	β_{74}	$q_{пр}$	α_{74}	β_{74}	q_{2200}

1. Одностадийное измельчение в один прием в шаровой мельнице

Медная джезказганская	ДМЗ	—	—	—	3	50	1,13	—	—	—	—	—	—
Медно-никелевая	Норильская	—	—	—	2,5	55	1,13	—	—	—	—	—	—
Медно-молибденовая	Каджаранская	—	—	—	7,5	51	1,15	—	—	—	—	—	—
Свинцово-цинковая	Ленинградская	—	—	—	—	—	1,08	—	—	—	—	—	—
Апатито-нефелиновая	Кировская АНОФ	—	—	—	2,1	55	1,80	—	—	—	—	—	—

2. Одностадийное измельчение в два приема в шаровых мельницах

Медная джезказганская	СУМЗ	—	—	—	5,3	46,3	1,13	14	54	0,5	—	—	—
---------------------------------	------	---	---	---	-----	------	------	----	----	-----	---	---	---

Руда	Фабрика, на которой проводились испытания	Стержневая мельница			Шаровая мельница первой стадии			Шаровая мельница второго приема (первая стадия)			Шаровая мельница второй стадии (для доизмельчения, продуктов)		
		α_{74}	β_{74}	$q_{пр}$	α_{74}	β_{74}	$q_{пр}$	α_{74}	β_{74}	$q_{пр}$	α_{74}	β_{74}	q_{3200}

3. Двухстадиальное измельчение в шаровых мельницах (с межстадиальным обогащением)

Медная джезказганская	ДМЗ	—	—	—	3	50	1,13	—	—	—	44	64	0,77
Магнетитовая (южнокриворожская)	ЮГОК-1	—	—	—	4	64	2,10	—	—	—	35	85	0,64
Такониты (норвежские) . . .	«Сидварангер»	—	—	—	6	51	2,0	—	—	—	52	80	0,62

4. Одностадиальное измельчение в два приема: в стержневых и шаровых мельницах

Медная порфировая коунрадская	БМЗ (полузамкнутый цикл)	2	—	1,08	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Медная джезказганская	БМЗ (полузамкнутый цикл)	2	—	0,92	—	—	—	12	64	1,07	—	—	—
То же	КУМЗ	4	28	1,95	—	—	—	31	58	1,05	—	—	—
Магнетито-гематитовая	Оленегорская	3	20	1,21	—	—	—	8	16	0,62	—	—	—

(открытый цикл)

5. Двухстадиальное измельчение в стержневых (первая стадия) и в шаровых (вторая стадия) мельницах (с межстадиальным обогащением)

Такониты США	«Бebbит» и «Сильвер-Бей»	5	26	0,77	—	—	—	—	—	—	25	95	1,10
------------------------	--------------------------	---	----	------	---	---	---	---	---	---	----	----	------

6. Двухстадиальное измельчение в три приема (с межстадиальным обогащением)

Магнетитовая (новокриворожская)	НКГОК	3	~20	0,80	—	—	—	16	50	1,40	50	90	1,25
---------------------------------	-------	---	-----	------	---	---	---	----	----	------	----	----	------

Трехстадиальное измельчение. Измельчение в три стадии применяется на некоторых обогатительных фабриках. Что касается методики расчета, то расчет мельниц первой и второй стадий не представляет ничего нового по сравнению с обычным случаем; особенностью является лишь расчет мельниц третьей стадии, в которых осуществляется очень тонкий помол, например до 90 или 95% минус 0,044 мм (325 меш). За отсутствием более точных данных удельную производительность мельниц третьей стадии можно назначать с некоторым понижением по сравнению со второй стадией.

§ 89. О типе и режиме мельниц для доизмельчения

Если для первого приема измельчения на фабрике установлена шаровая мельница, то она выбирается только одного типа — с решеткой. Что касается второго приема первой стадии или же второй и дальнейших стадий (т. е. операций доизмельчения), то для них применяются не только мельницы того же типа — с решеткой, но и мельницы с центральной разгрузкой. В последнее время на зарубежных фабриках чаще всего устанавливаются мельницы второго типа — с центральной разгрузкой, причем параметры их механического режима отличаются от параметров, нормализованных для первой стадии. Для второй стадии считается непригодным режим с подбрасыванием шаров (иначе водопадный по терминологии проф. С. Е. Андреева, или катарактный по терминологии, принятой в литературе США), а рекомендуется режим с перекачиванием шаров без подбрасывания (каскадный по проф. С. А. Андрееву или некатарактный по терминологии США). При таком режиме зерна руды измельчаются уже не в результате свободного падения шаров с большой высоты, а вследствие гораздо более слабых ударов шаров, перекачивающихся сплошной массой. Мельницы второго приема предназначаются главным образом для раскрытия мелких сростков или для доизмельчения небольших кусочков руды. Поэтому для этих целей вполне достаточны слабые удары перекачивающихся шаров, основная работа которых сводится к раздавливанию и истиранию.

Как было теоретически доказано ранее в § 26, некатарактный режим автоматически осуществляется при условии, что коэффициент заполнения мельницы шарами меньше критического: $\phi \leq 0,29$; при этом скорость вращения не имеет существенного значения.

Эмпирические поиски условий, обеспечивающих некатарактный режим, привели исследователей США к тем же выводам. Так, на фабрике «Лондон» (США) объем шаровой загрузки составлял всего 24—28%, а на фабриках «Гумбольдт» и «Рипаблик» (штат Мичиган) была принята загрузка 29% от объема мельниц. В дальнейшем коэффициент заполнения здесь был несколько повышен — до 32—35%. Одновременно снижена и скорость вращения мельниц: для шаровых мельниц до 52% критической, однако, в последнее время число оборотов снова увеличивают — до 62% критической скорости. С нашей точки зрения, как уже говорилось, нет необходимости существенно снижать скорость вращения, так как для обеспечения режима с перекачиванием шаров достаточно выдержать лишь одно условие: $\phi \leq 29\%$, а скорость вращения может оставаться нормальной, т. е. близкой к обычной ($\psi = 75—80\%$), благодаря чему производительность мельницы окажется более высокой, чем при пониженной скорости ($\psi = 62\%$).

Помимо более осторожного измельчения сростков, некатарактный режим имеет еще одну особенность: при малом коэффициенте заполнения вся увлекаемая мельницей масса шаров располагается несимметрично по сечению барабана; положение свободной поверхности шаров приближается к вертикальному (рис. 169). Благодаря этому создаются благоприятные условия для быстрого выделения готового мелкого продукта из массы шаров в образующийся в мельнице «классифицирующий бассейн». По мере своего перехода в бассейн частицы кондиционной крупности свободно выносятся из мельницы под влиянием осевого движения пульпы (см. рис. 169). Попутная классификация внутри мельницы получила в практике США название: «классификация по методу ИМС» (внутримельничная классификация).

Как сообщается в технической литературе, удельный расход энергии на доизмельчение при переходе на каскадный режим снижается почти в 2 раза [4]. Помимо того, повышается извлечение металлов при последующем обогащении, что, по мнению исследователей, является след-

ствием большего коэффициента сдвига крупности. Под этим коэффициентом следует понимать разность размеров наиболее крупных частиц пустой породы и полезного ископаемого, выраженную в единицах шкалы Тейлора.

Обобщая данные о выборе режима работы шаровых мельниц второго приема (или второй стадии), М. Н. Казеннов [4] пришел к следующим выводам:

1. Современные обогатительные фабрики США применяют измельчение в два приема: для первого чаще всего применяют стержневую мельницу (открытый цикл), для второго — шаровую мельницу, работающую в замкнутом цикле либо с вибрационным чашевым классификатором (гидроосциллятором), либо с гидроциклоном.

2. Для второго приема используется шаровая мельница с центральной разгрузкой; она работает в каскадном некатарактном режиме, т. е. с перекачиванием шаров без их подбрасывания. С этой целью дается пониженная шаровая загрузка $\phi = 26-32\%$ и пониженная относительная скорость — порядка $60-65\%$ критической.

3. При каскадном режиме повышается коэффициент сдвига крупности компонентов, т. е. достигается лучшее раскрытие сростков; значительно понижается удельный расход энергии.

4. Для шаровых мельниц второго приема используются только мелкие шары, диаметром 25 или 30 мм и как максимум 40 мм, — в зависимости от твердости руды.

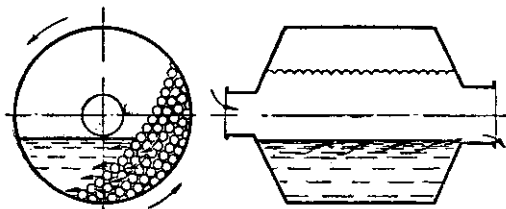


Рис. 169. Прохождение пульпы через мельницу при каскадном режиме

Опыты, специально поставленные на Кировской и Оленегорской фабриках подтвердили выводы 2 и 3. Выяснилось, что удельная производительность мельницы при переходе на каскадный режим снижается незначительно, а удельный расход энергии понижается заметным образом; главное преимущество — повышение извлечения полезного компонента при обогащении руды, прошедшей мельницу с некатарактным режимом [33].

§ 90. Проектно-компоновочные решения измельчительных отделений, оборудованных шаровыми мельницами

Характеризуя принципы компоновки измельчительных отделений, проф. К. А. Разумов [3] отмечает, что размеры (в плане) пролета измельчения, наиболее дорогой части главного корпуса, определяются из следующих соображений. Длина его должна обеспечивать, с одной стороны, необходимый запас руды в бункере, а с другой — удобство распределения пульпы по аппаратам последующего обогатительного отделения; ширина измельчительного отделения (т. е. поперечный размер в плане) должна быть минимальной в целях облегчения перекрытия и уменьшения пролета мостового крана, обслуживающего мельницы.

Различаются две основные схемы компоновки мельниц и классификаторов:

А. С пространственным расположением оборудования, когда механические классификаторы устанавливаются выше мельниц, на отдельном перекрытии и притом, как правило, в отдельном пролете;

Б. С расположением мельниц и классификаторов в одной горизонтальной плоскости, примерно на одних отметках, и в одном пролете.

Пространственное расположение (по схеме А) применялось раньше довольно часто. Примером могут служить старые фабрики: Балхаш-

ская (см. рис. 135), Кировская апатито-нефелиновая (рис. 170) и Среднеуральская меднообогатительная (СУМЗ, рис. 171).

На этих фабриках либо все классификаторы, либо часть их вынесены из мельничного пролета во флотационный [34].

Преимущества рассматриваемой компоновочной схемы состоят в том, что обеспечивается самотечный транспорт оборотных песков из классификаторов в мельницы и несколько уменьшается пролет крана мельничного отделения, занятого только мельницами. Однако подобная схема имеет и ряд существенных недостатков. Так, для подачи пульпы

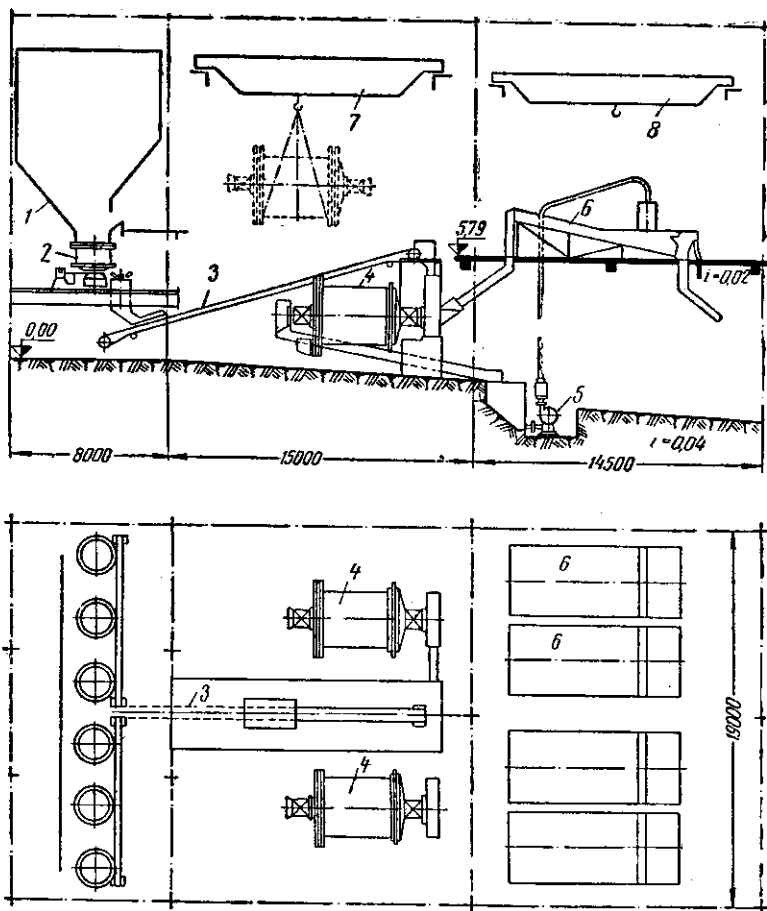


Рис. 170. Схема компоновки оборудования Кировской АНОФ (третья очередь):

1 — бункер; 2 — питатель; 3 — конвейер; 4 — мельница; 5 — песковой насос; 6 — классификатор; 7, 8 — кран

из мельницы в классификатор необходимы насосы, так как классификаторы находятся выше мельниц: для монтажа и ремонта классификаторов требуется отдельный мостовой кран, причем пролет основного крана лишь незначительно уменьшается по сравнению с тем случаем, когда классификаторы находятся на площадке мельниц, а грузоподъемность его остается той же; наконец, многоярусное расположение оборудования в обогатительном пролете приводит к значительным эксплуатационным трудностям, в частности к неудобству обслуживания флотационных машин, «зажатых» в первом этаже обогатительного отделения.

По этим основаниям схема с многоярусным расположением оборудования, т. е. в здании с несколькими этажами (получившим в проек-

ной практике название «этажерочного»), в настоящее время почти не используется при проектировании рудообогатительных фабрик.

В отличие от пространственной, плоская схема (Б) получила в последнее время почти повсеместное распространение. Таковы, в частности, новые фабрики, оборудованные в голове процесса стержневыми мельницами: НКГОК (см. рис. 142) и «Сан-Мануэль» (рис. 139 и 140).

Если не останавливаться пока на тех фабриках, где из технологической схемы исключены механические классификаторы, взамен которых устанавливаются грохоты и гидроциклоны, то измельчительные отделения, скомпонованные по плоской схеме, можно разделить на два типа:

- 1) с мельницами и классификаторами, расположенными в два параллельных ряда (рис. 172, а).
- 2) с аппаратурой, расположенной в один ряд (рис. 172, б и в).

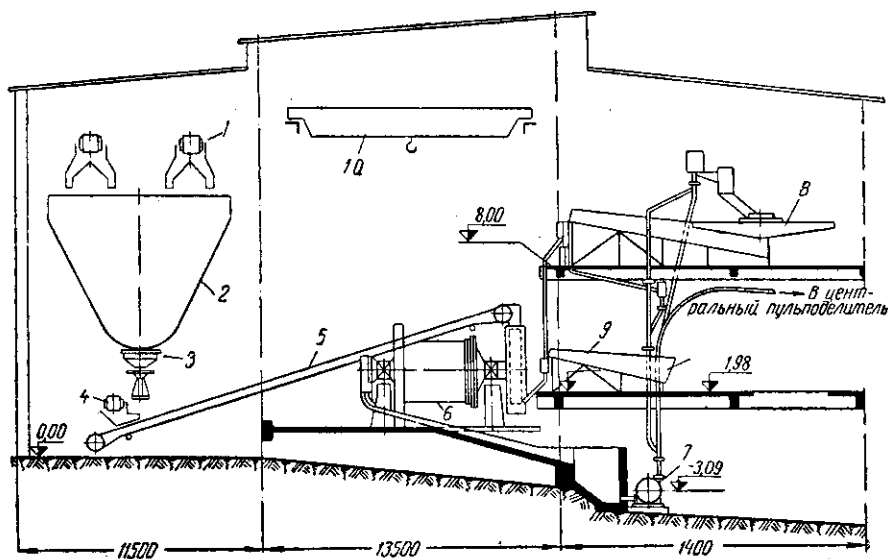


Рис. 171. Измельчительное отделение Среднеуральской фабрики (СУМЗ):

- 1 — конвейер; 2 — бункер; 3 — питатель; 4, 5 — конвейер; 6 — мельница; 7 — песковой насос; 8 — классификатор чашевый; 9 — классификатор реечный; 10 — кран

В свою очередь, схема второго типа выполняется в двух вариантах: оси мельниц (в плане) расположены перпендикулярно фронту бункеров (рис. 172, б) и оси мельниц параллельны фронту бункеров (рис. 172, в).

По поводу двухрядной схемы (рис. 172, а) В. А. Перов и В. Ю. Бранд [24] пишут: «В некоторых случаях, особенно для фабрик очень большой производительности, более рациональным оказывается размещение мельниц и классификаторов в два ряда. При такой компоновке длина пролета измельчения уменьшается почти вдвое. Это значительно сокращает капитальные затраты, так как наиболее дорогая часть здания главного корпуса — бункера и пролет измельчения — сокращается по длине за счет некоторого усиления колонн, несущих мостовой кран, или за счет увеличения кубатуры прилегающего пролета здания».

Проф. К. А. Разумов по поводу двухрядного расположения (рис. 172, а) (при котором загрузочная часть мельницы обращена к классификатору) в книге «Проектирование фабрик» указывает: «В случае применения спиральных классификаторов — при таком расположении возможно самотечное их сопряжение с мельницами. Этот вариант может применяться на фабриках с большой производительностью, когда нужно уменьшить длину цеха измельчения за счет увеличения его ширины» [3].

Несмотря на цитированную положительную оценку рассматриваемой схемы, она не получила сколько-нибудь заметного распространения

в проектной практике, во всяком случае — за последние 10—15 лет. Поэтому в настоящее время универсальной следует признать «однорядную» схему, осуществляемую по двум вариантам.

Характеризуя первый вариант — с перпендикулярным расположением оси мельниц относительно фронта бункеров (см. рис. 172, б) —, проф. К. А. Разумов [3] отмечает, что этот вариант наиболее часто применяется на практике: «Основными его особенностями являются простота и четкость компоновки, небольшой пролет цеха, удобство обслуживания. Особенно часто этот вариант применяется для схем измельчения в одну стадию, однако этот вариант применим также и при двухстадийной схеме».

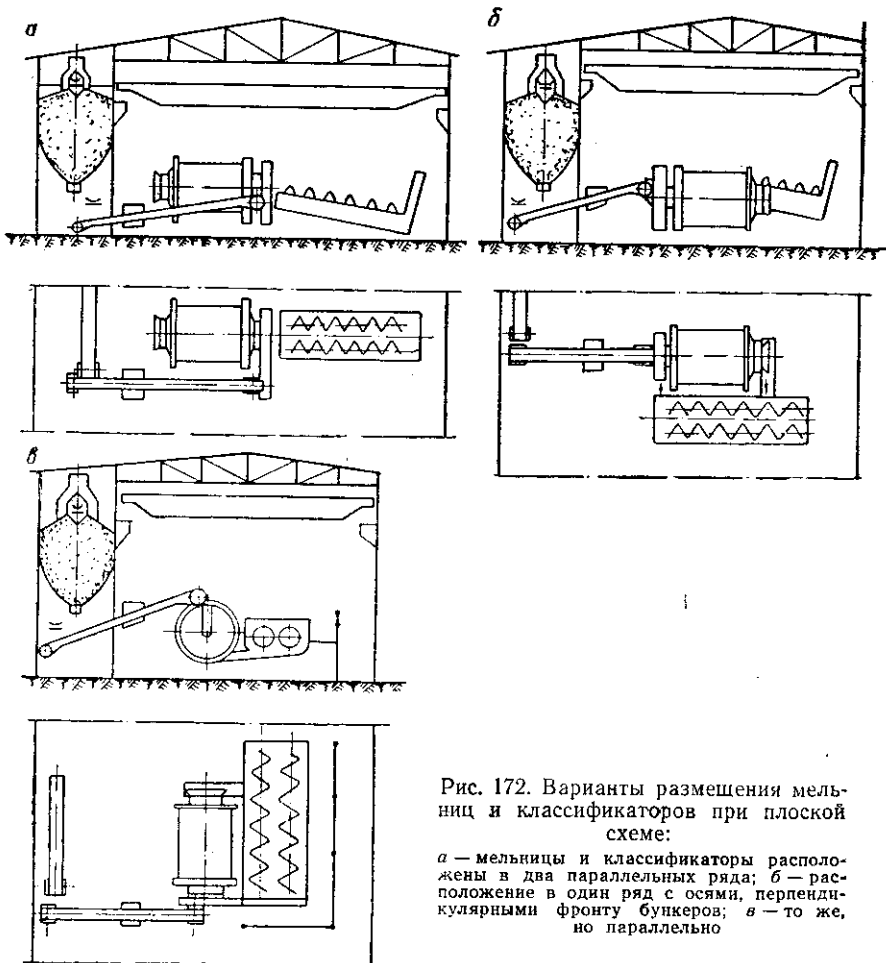


Рис. 172. Варианты размещения мельниц и классификаторов при плоской схеме:

а — мельницы и классификаторы расположены в два параллельных ряда; б — расположение в один ряд с осями, перпендикулярными фронту бункеров; в — то же, но параллельно

По поводу конкурирующего второго варианта (см. рис. 172, в) проф. К. А. Разумов указывает: «Второй вариант с расположением мельниц и классификаторов параллельно оси бункера иногда применяется в тех случаях, когда требуется уменьшить ширину цеха за счет увеличения его длины».

Подробный анализ показывает, что для мельниц сравнительно малого размера (2700×2700) перемена расположения перпендикулярного (см. рис. 172, б) на параллельное (см. рис. 172, в) дает перераспределение ширины и длины мельничного пролета, а также сокращение пролета крана. Однако это правило не распространяется на шаровые мельницы больших размеров, как это видно из сравнения рис. 173, 174. Оба они относятся к одному и тому же агрегату — шаровой мельнице 3200×3100,

сопряженной с двухспиральным классификатором $D = 2400$, и дают расположение агрегата в плане в соответствии с типовым проектом.

В первом случае (см. рис. 173) площадь пола, занимаемая агрегатом одной секции, составляет, считая по осям колонн, $18 \times 15 = 270 \text{ м}^2$. Однако поворот агрегата на 90° (см. рис. 174) не меняет поперечных и продольных размеров самого мельничного пролета: ширина его в обоих случаях остается стандартной и равной 18 м , а расчетный шаг секций, т. е. расстояние между осями одинаково расположенных агрегатов, сохраняется равным 15 м .

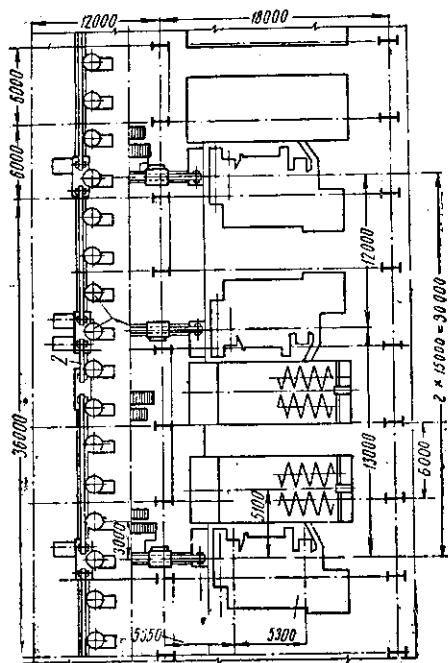


Рис. 173. План измельчительного отделения с шаровыми мельницами 3200×3100 , расположенными перпендикулярно бункеру (по типовому проекту)

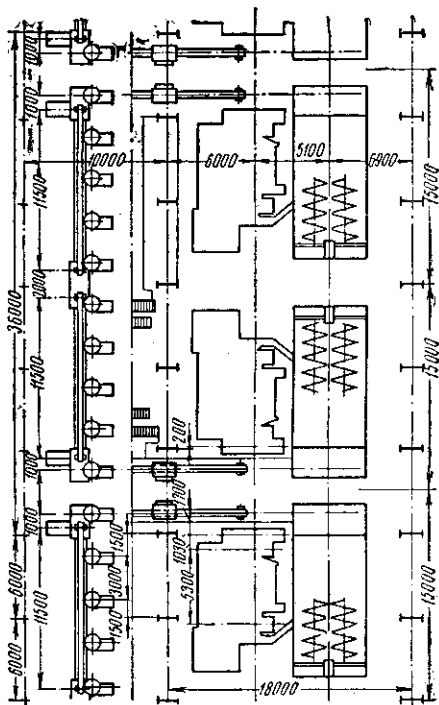


Рис. 174. Вариант расположения шаровых мельниц 3200×3100 осями вдоль бункера

Таким образом, в случае применения мельниц больших размеров оба варианта равноценны с точки зрения габаритов в плане и строительных размеров корпуса и потому предпочтение должно быть отдано тому варианту, который является более практичным и в части сопряжения с предшествующим (бункерным) и последующим по ходу процесса (обогатительным) отделением, и в отношении удобств эксплуатации. Таким предпочтительным, как показывает новейшая практика проектирования, является вариант расположения мельниц перпендикулярно бункеру по схеме рис. 172, б или 173.

На рис. 173 было уже показано типовое размещение в плане шаровой мельницы с решеткой 3200×3100 в сопряжении с двухспиральным классификатором $D = 2400 \text{ мм}$. В дополнение к этому на рис. 175 приводятся монтажные чертежи этого узла.

На рис. 176 показан типовой узел сопряжения шаровой мельницы 3600×4000 с двухспиральным классификатором 3000×12500 . Здесь как и в предыдущем случае; предусмотрено самотечное движение обоих продуктов: разгрузки мельницы — в корыто классификатора, а песков классификатора — в кожух комбинированного улиткового питателя

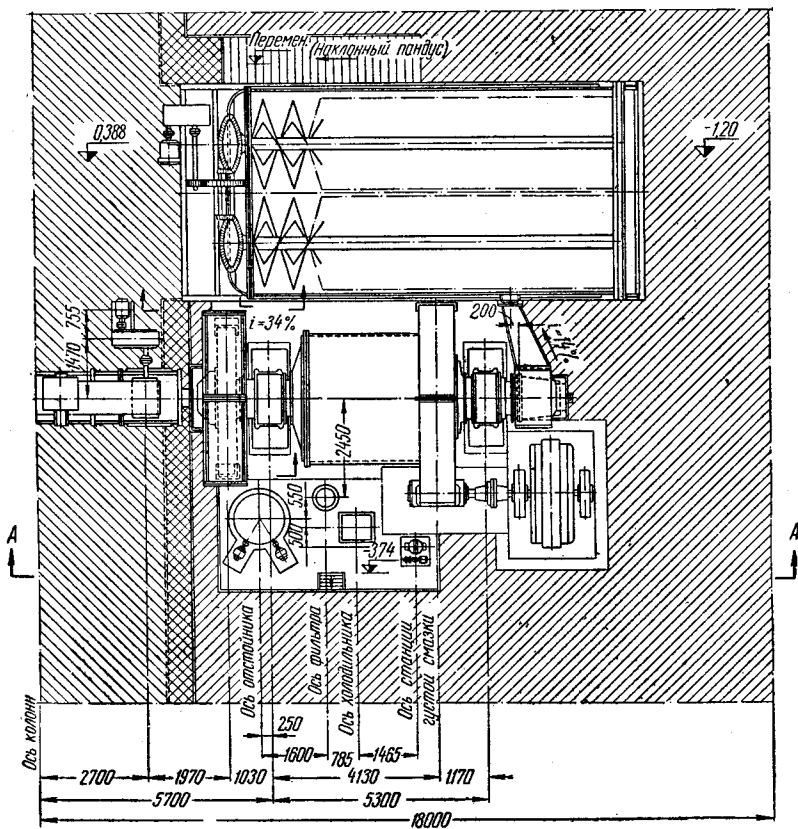
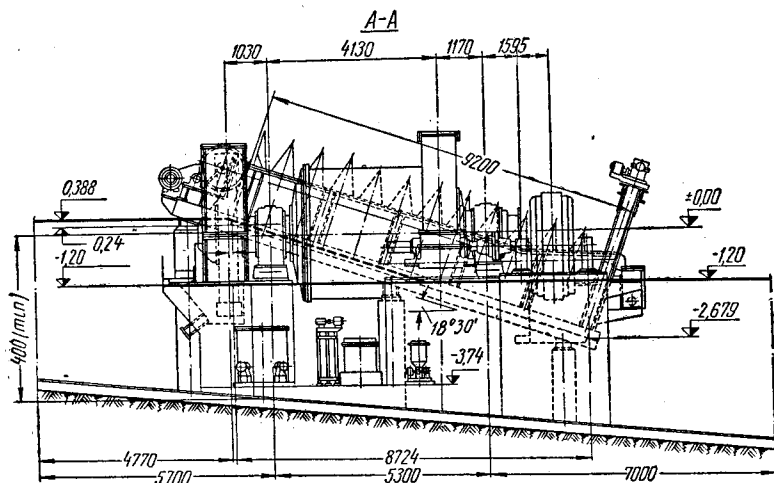


Рис. 175. Сопряжение шаровой мельницы 3200×3100 с двухспиральным классификатором 2400×9200 (типовой чертеж Механобра)

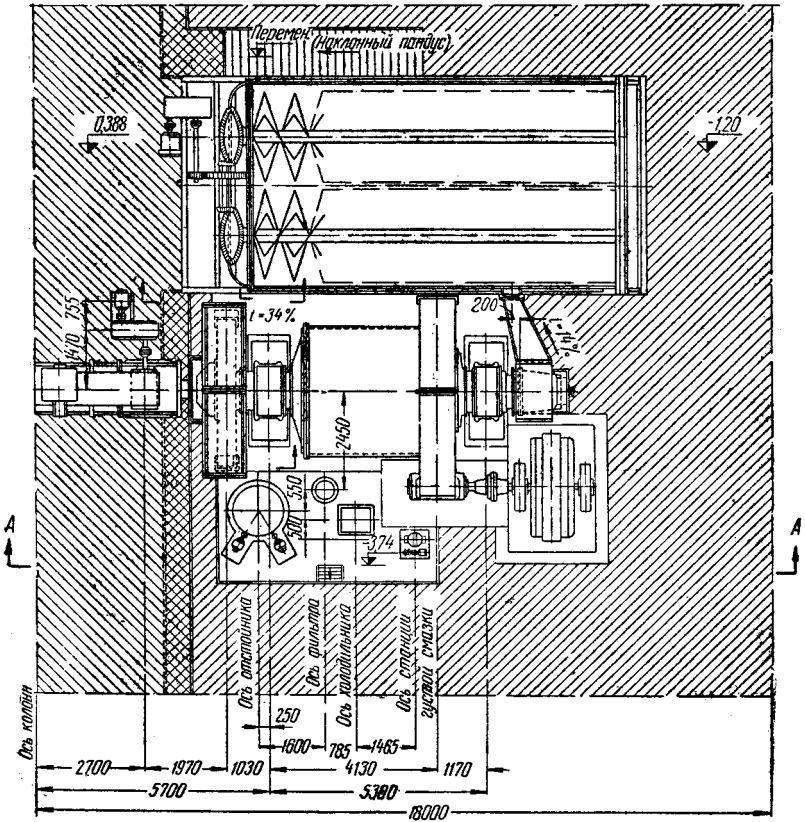
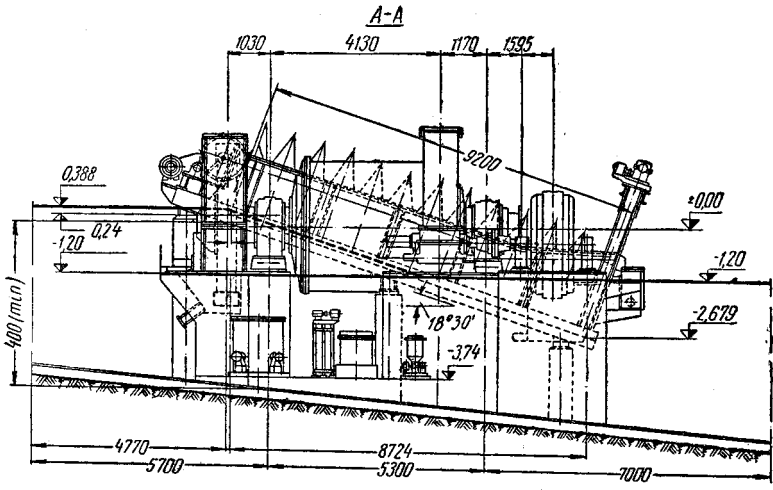


Рис. 176. Сопряжение мельницы 3600 × 4000 с двухспиральным классификатором 3000 × 12 500 (типовой чертеж Механобра)

мельницы. Транспорт осуществляется подачей воды в соответствующие желоба; ни насосы, ни винтовые податочные транспортеры (шнеки) в типовых узлах не применяются. В этом, между прочим, состоит новизна компоновочных решений, отличающая современные обогатительные фабрики от старых.

По схеме рис. 172, б, т. е. по однорядной схеме с перпендикулярной к бункеру осью, спроектирован и построен целый ряд обогатительных фабрик. Одной из старейших в Союзе (год постройки 1930—1931) является Кировская апатито-нефелиновая фабрика (АНОФ), оборудованная шаровыми мельницами 2700×3600 и 2700×2400 с речными (и спиральными) классификаторами.

В настоящее время спроектирована и строится новая фабрика АНОФ, (рис. 177), на которой устанавливаются шаровые мельницы 3600×4000 в замкнутом цикле с двухспиральными классификаторами $D = 3000$.

На рис. 178 дан разрез и план одной из новых флотационных фабрик США — фабрики «Азарко Сильвер-Бей», где установлены шаровые мельницы диаметром $10\frac{1}{2}$ футов (~ 3200 мм) в сопряжении с двухспиральными классификаторами.

Одной из немногих зарубежных обогатительных фабрик для железных руд, где первая и вторая стадии измельчения осуществляются только в шаровых мельницах, является фабрика «Сидварангер».

Технологическая схема ее была изображена на рис. 161; в дополнение к нему приводим рис. 179 со схемой цепи аппаратов фабрики. Как для первой, так и для второй стадии применены шаровые мельницы 3200×5100 .

По аналогичной технологической схеме работает пушенная в 1955 г. первая железорудная фабрика Криворожского Южного горно-обогатительного комбината КЮГОК-1. Разрез главного корпуса ее изображен на рис. 180.

Мельницы обеих стадий, сопряженные с классификаторами, размещены в одном пролете шириной 30 м.

Мельницы обеих стадий, сопряженные с классификаторами, размещены в одном пролете шириной 30 м.

ЛИТЕРАТУРА

1. Андреев С. И., Товаров В. В., Перов В. А. Закономерности измельчения. Металлургиздат, 1959.
2. Нормы расчета и проектирования пылеприготовительных установок. Под редакцией М. Л. Киссельгофа и Н. В. Соколова. Госэнергоиздат, 1958.
3. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик. Metallurgizdat, 1952.
4. Казеннов М. Н. О режимах работы шаровых мельниц второй стадии измельчения. Бюлл. «Обогащение руд», 1959, № 6.
5. Иванов Л. П. Проект Оленегорской фабрики. Сб. «Обогащение и агломерация полезных ископаемых северо-западных районов СССР». Тр. Механобра, вып. 102, 1957.
6. Казеннов М. Н., Озолин Л. Т. и Фомин Я. И. Обогащение гематито-магнетитовых руд Оленегорского месторождения. Сб. «Обогащение и агломерация полезных ископаемых северо-западных районов СССР». Тр. Механобра, вып. 102, 1957.
7. Мягков М. Н. Вопросы проектирования Криворожских фабрик. Бюлл. «Обогащение руд», 1959, № 4.
8. Казеннов М. Н. Выбор схем измельчения руд повышенной твердости. Бюлл. «Обогащение руд», 1957, № 4.

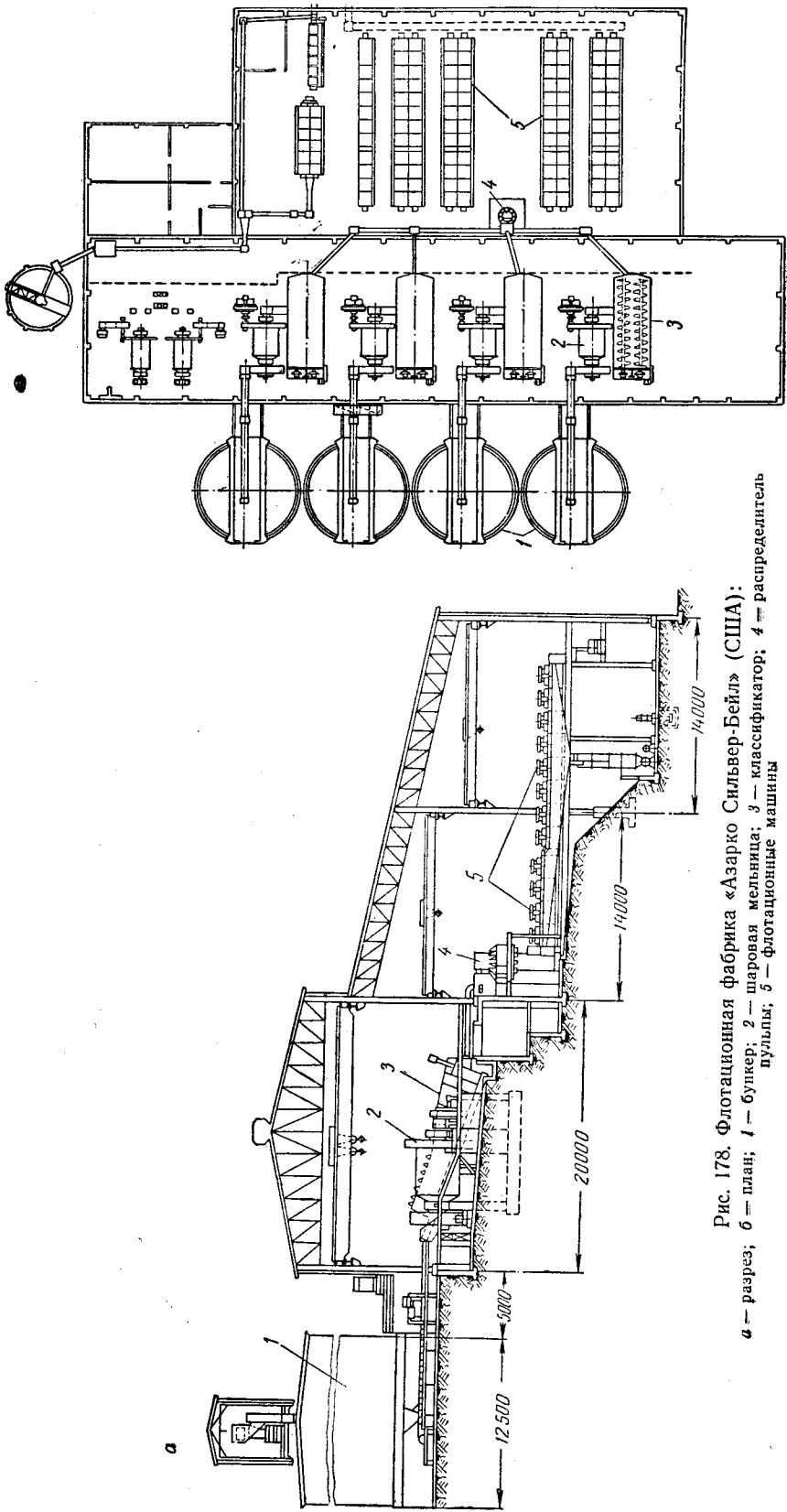


Рис. 178. Флотационная фабрика «Азарко Сильвер-Бейл» (США):
 а — разрез; б — план; 1 — бункер; 2 — шаровая мельница; 3 — классификатор; 4 — распределитель
 пульпы; 5 — флотационные машины

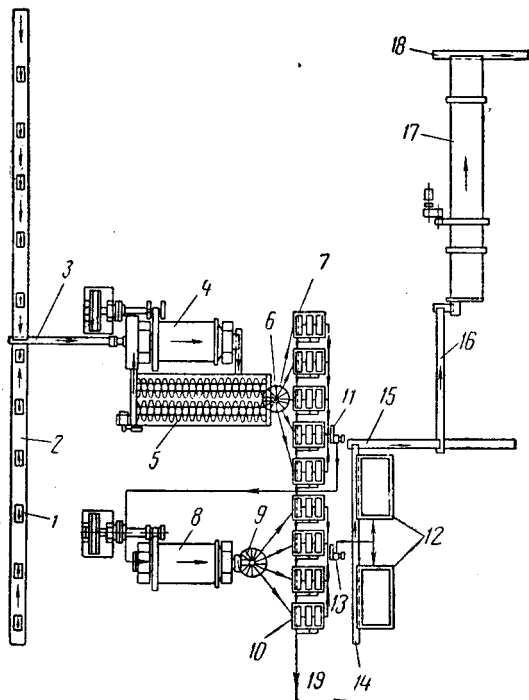


Рис. 179. Схема цепи аппаратов одной секции магнитообогащительной фабрики «Сидварангер» (Норвегия):

1 — питатели; 2—3 — конвейеры; 4 — шаровая мельница 3200 × 5100 для первой стадии; 5 — двухспиральный классификатор D-1950; 6 — пульподелитель; 7 — первичные трехбарабанные магнитные сепараторы; 8 — шаровая мельница 3200 × 5100 второй стадии измельчения; 9 — пульподелитель; 10 — вторичные сепараторы; 11 — насос; 12 — барабанный фильтр; 13 — насос; 14—15—16 — конвейеры; 17 — сушильная печь; 18—19 — конвейеры

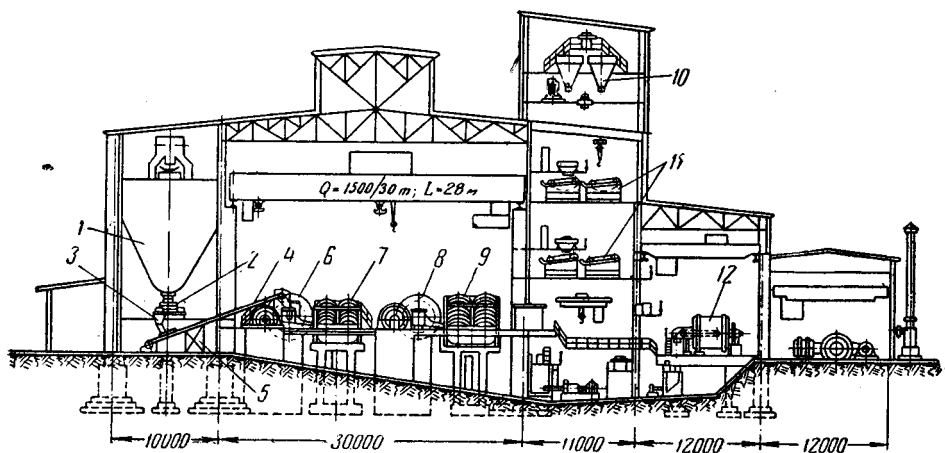


Рис. 180. Главный корпус первой фабрики Криворожского горнообогащительного комбината ЮГОК-1:

1 — бункер; 2 — тарельчатый питатель; 3—4 — конвейеры; 5 — конвейерные весы; 6 — шаровая мельница 3200 × 3100 первой стадии; 7 — классификатор двухспиральный D-2400; 8 — шаровая мельница 3200 × 3100 второй стадии; 9 — классификатор двухспиральный D-2400; 10 — конус сгустительный; 11 — ленточный магнитный сепаратор; 12 — вакуум-фильтр

9. Перов В. А. К методике расчета производительности шаровых цилиндрических мельниц. Тр. Механобра, Госгостехиздат, 1940.
 10. Дубровин Б. Н. и Олевский В. А. Доклад на II Научно-технической сессии института Механобр. Труды II сессии. Металлургиздат, 1956.
 11. Олевский В. А. Конструкция и расчет механических классификаторов и гидrocиклонов. Госгортехиздат, 1960.
 12. Деркач В. Г. и Никольский Д. А. Особенности зарубежных фабрик для обогащения магнетитовых руд. Бюлл. «Обогащение руд», 1956, № 5 и 6.
 13. Обоганительная фабрика «Сильвер-Бей». Тр. Механобра, вып. 103, 1957.
 14. Таггарт А. Справочник по обогащению полезных ископаемых, т. II. Металлургиздат, 1950.
 15. Фадеев В. И. Современное оборудование для дробления и измельчения руд. Тр. Механобра, вып. 123, Л. 1959.
 16. Озолин Л. Т. и Казеннов М. Н. О рациональной схеме измельчения и обогащения оленегорских железистых кварцитов. Бюлл. «Обогащение руд», 1956, № 4.
 17. Зашихин Н. В. Новая медно-молибденовая фабрика «Эль-Сальвадор». «Обогащение руд», 1961, № 5.
 18. The Mining Guidebook, 1959, June, p. 222.
 19. Рамзай Р. Фабрика для обогащения таконитов компании «Эри-Майнинг». Тр. института Механобр, вып. 101, 1957.
 20. Линней Р. Переработка таконитов на обогатительной фабрике «Сильвер-Бей». Тр. Механобра, вып. 101, стр. 71.
 21. Казеннов М. Н. О схемах измельчения магнетитовых руд. Бюлл. «Обогащение руд», 1960, № 3.
 22. Мягков М. И. Связь технологических схем и конструктивных решений при проектировании фабрик. Бюлл. «Обогащение руд», 1960, № 3.
 23. Опыт проектирования обогатительных фабрик (Материалы расширенного пленума института Механобр). Под редакцией В. И. Фадеева и М. В. Ушакова. Л., изд. Механобра, 1961.
 24. Перов В. А., Бранд В. Ю. Измельчение руд. Металлургиздат, 1950.
 25. Дубровин Б. Н. и Олевский В. А. Зависимость производительности мельницы от крупности питания. «Цветные металлы», 1954, № 5.
 26. Захваткин В. К. Повышение эффективности процесса измельчения руд «Горный журнал», 1949, № 9.
 27. Беренов Д. И. Дробилки, мельницы, питатели. Машгиз, 1958.
 28. Олевский В. А. Конструкции, расчеты и эксплуатация дробилок, Металлургиздат, 1958.
 29. Штейн С. А. и др. Сравнительные испытания различных способов регулирования шаровых мельниц. Бюлл. «Обогащение руд», 1957, № 6.
 30. Казеннов М. Н. и Егоров Н. А. Работа шаровых мельниц на фабрике ЮГОКа. Бюлл. «Обогащение руд», 1959, № 4.
 31. Обоганительные фабрики для тонковкрапленных магнетитовых руд США, Канады и Норвегии. Тр. Механобра, вып. 101, 1957.
 32. Дигре М. Обогащение магнетитовых руд на фабрике «Сидварангер», Тр. Механобра, вып. 101, 1957.
 33. Озолин Л. И. и Казеннов М. Н. Промышленные испытания новых схем доводки магнитного концентрата на Оленегорской фабрике. Бюлл. «Обогащение руд», 1961, № 1.
 34. Захваткин В. К. и Перов В. А. К методике проектирования установок измельчения для флотационных фабрик. Механобр, ГОНТИ, 1939.
 35. Змичеровский Э. Н. и Перов В. А. Реконструкция и расширение обогатительных фабрик комбината «Апатит». Труды Механобра, вып. 102, «Обог. и аглом. полезн. ископ. сев-зап. районов СССР, Л. 1957.
 36. Божко М. П. На статью В. А. Бинкевича и др. «О работе стержневых и шаровых мельниц...», Горный журнал, 1963, № 3
-

ТЕХНИЧЕСКАЯ ЭКСПЛУАТАЦИЯ И РЕГУЛИРОВАНИЕ МЕЛЬНИЦ

Мероприятия, относящиеся к эксплуатации и управлению агрегатами тонкого измельчения, можно условно разделить на общую наладку аппаратуры и на ее текущее регулирование.

Под наладкой, или настройкой, подразумевается совокупность мероприятий (включая применение специальных приспособлений), которыми обеспечиваются основные условия поддержания нормального производственного режима на длительный период эксплуатации оборудования; под текущим же регулированием понимаются приемы, которые имеют задачей изменение режима в относительно узких пределах и на короткий срок применительно к изменяющимся условиям.

ГЛАВА XIV

ФУТЕРОВКА ШАРОВЫХ И СТЕРЖНЕВЫХ МЕЛЬНИЦ

§ 91. Типы футеровки

А. Профиль футеровочных плит

В настоящее время признано, что профиль футеровки должен подбираться с учетом условий работы мельницы. Профили футеровки приведены на рис. 181. Если шаровая мельница предназначена для второго приема измельчения, т.е. для обработки сравнительно мелкой руды, когда применяются мелкие шары и готовый продукт доводится до большого содержания тонких классов, наивыгоднейшей будет гладкая футеровка (рис. 181, *а*), не захватывающая шары и допускающая возможность скольжения всей массы шаров по ее поверхности. В этом случае используется не столько ударное, сколько стирающее действие шаров.

Наоборот, для сравнительно грубого измельчения первой стадии, когда мельница работает на относительно крупной исходной руде и на шарах больших размеров, применима футеровка фасонных профилей: волнистая (рис. 181, *б*), с прямоугольными выступами (рис. 181, *в*) и ступенчатая (внахлестку, рис. 181, *г*). При наличии на поверхности такой футеровки всякого рода выступов шары поднимаются барабаном выше, чем при гладкой футеровке (см. направление вращения, указанное стрелкой на рис. 181, *г*). В результате задерживающего действия выступов угол поворота барабана, соответствующий моменту отрыва шаров и началу их свободного полета, оказывается больше, чем при гладкой футеровке (при которой возможно скольжение всей шаровой загрузки). Поэтому высота падения шаров заметно увеличивается, и в результате они обладают в момент удара большей скоростью, большей кинетической энергией. В этих условиях, т.е. при фасонном профиле футеровки, измельчение в основном происходит за счет ударного действия шаров; скольжение всей шаровой загрузки как целого прекращается, а перекатывание шаров по нижележащим шарам и, следова-

тельно, истирание руды затрудняются. Таким образом, волнистая футеровка, плиты с выступами и ступенчатая футеровка, обеспечивающие больший подъем шаров и препятствующие скольжению шаровой загрузки, пригодны для «водопадного» режима с интенсивным ударным действием шаров. Этот режим необходим при измельчении сравнительно крупной руды, т. е. для первой стадии измельчения.

Применяя ступенчатую футеровку со сборкой плит внахлестку, следует обратить внимание на направление вращения барабана: необходимо следить за тем, чтобы выступы плит располагались по ходу барабана («ершом» или «против шерсти»), как показано на рис. 181, г. В этом

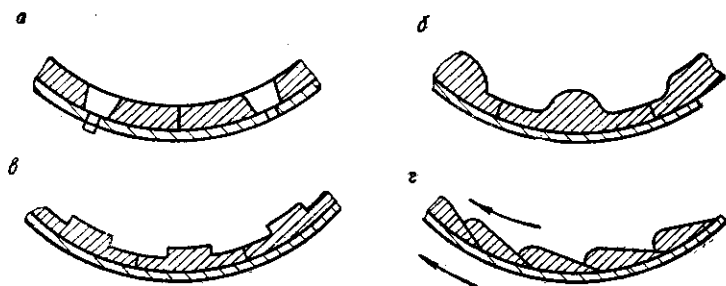


Рис. 181. Профили футеровки

случае исключается скольжение всей шаровой загрузки как целого. На некоторых фабриках имеют место случаи, когда на мельницах первой стадии, не обращая внимания на направление их вращения, ошибочно устанавливают ступенчатую футеровку «по шерсти», а не против. Это приводит к резкому ослаблению ударного действия шаров и к непрерывно пульсирующему скольжению шаровой загрузки. В результате мельница перестает измельчать крупные куски руды, снижается ее производительность и возрастает расход мощности. Поэтому правильный выбор направления вращения является обязательным при применении ступенчатой футеровки.

Очевидно, что для работы мельницы направление вращения не имеет значения только в том случае, когда профиль футеровочных плит совершенно симметричен (рис. 181, а, б, в, г). В частности, это относится к гладкой футеровке, часто применяемой для мельниц второй стадии.

Б. Антимиграционная футеровка

В последнее время предпринимаются попытки создать футеровку, препятствующую так называемой миграции шаров, т. е. перемещению крупных шаров из зоны загрузки мельницы к ее разгрузочному концу. Решение этой задачи дается в нескольких вариантах. Одним из них является такое профилирование продольного сечения мельницы (внутреннего контура рабочего пространства), при котором футеровка приобретает способность возвращать крупные шары к зоне загрузки в результате скатывания их из зоны малых диаметров барабана в зону больших. Такое решение принято, например, в мельницах марки «Три-кон» («тройной конус») (рис. 182). Авторы предложения рекомендуют переоборудовать все обычные цилиндрические мельницы по системе «Три-кон», считая, что при прочих равных условиях производительность мельниц после их переделки возрастает на 5—6% [1].

В цементной промышленности США получила распространение многокольцевая футеровка «Кармен» (рис. 183), представляющая собой ряд конических колец, вставленных одно в другое. На рис. 183 показано

теоретическое расположение шаров А, В, ..., стремящихся в каждом кольце занять самое низкое место. Наличие конусности кольца до некоторой степени препятствует продольному перемещению шаров вместе с увлекающей их рудой.

Фирмой Аллис-Чалмерс (США) недавно применена винтовая футеровка (рис. 184), образующая в собранном виде спирально-винтовые желобки, по которым шары могут скатываться к загрузочному концу (см. направление вращения барабана на рис. 184).

Данных о работе спиральной и других антимиграционных футеровок опубликовано крайне мало, и промышленную оценку их пока дать нельзя.

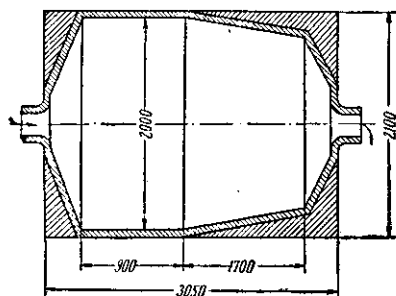


Рис. 182. Продольное сечение мельницы «Три-кон»

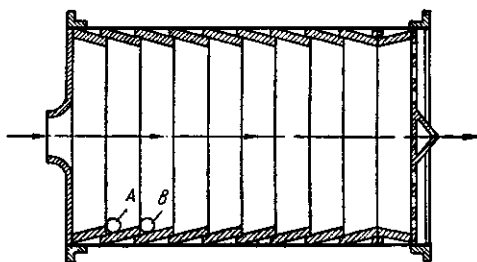


Рис. 183. Кольцевая многоконусная футеровка «Кармен»

В. Комбинированная футеровка

Другую задачу — увеличение срока службы футеровки шаровой мельницы — решает так называемая комбинированная металл-деревянная футеровка, проверка которой длительное время велась на обогатительной фабрике «Отанмаки» в Финляндии [2].

Фабрика перерабатывает титано-магнетитовые руды; измельчение двухстадийное: в стержневой мельнице — в открытом цикле и в шаровой мельнице 2700×3600 — в замкнутом цикле с речным классификатором (слив которого содержит 55% класса минус 0,074 мм). Скорость вращения шаровой мельницы 75% критической; вес шаров 30 т, применяются мелкие шары $D = 32$ мм; расход шаров 0,32 кг/т.

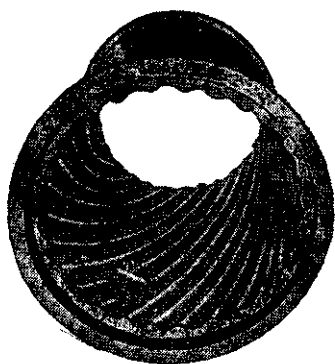


Рис. 184. Футеровка со спирально-винтовыми желобками

Особенностью фабрики «Отанмаки» является применение комбинированной (металлической и деревянной) футеровки для шаровых мельниц (рис. 185). На этой фабрике футеровка была выполнена из стальных балок 1 длиной 1 м и шириной 80 мм. В промежутках между стальными балками заложены деревянные брусья 3 шириной 20 мм и высотой 85 мм, изготовленные из сухой березы. Между футеровкой и кожухом 4 помещается резиновая прокладка 2.

Аналогичным образом футеруются и торцовые крышки мельницы (разрез по А—А, рис. 185).

Применение деревянных брусьев, вставленных в промежутки между стальными футеровочными балками, дает следующий эффект:

а) общий вес металлической части футеровки существенно уменьшается;

б) дерево, впитывая воду, разбухает и расклинивает стальную футеровку; в результате образуется жесткое монолитное крепление, не требующее в дальнейшем никакого обслуживания до конца срока службы футеровки;

в) после того как деревянные брусья немного изнаются, в зазоре между стальными балками над деревом начинают заклиниваться мелкие шары; в дальнейшем они играют роль основной футеровки, так как выступают над стальными балками; вместе с тем заклинившиеся шары предохраняют дерево от дальнейшего выкрашивания;

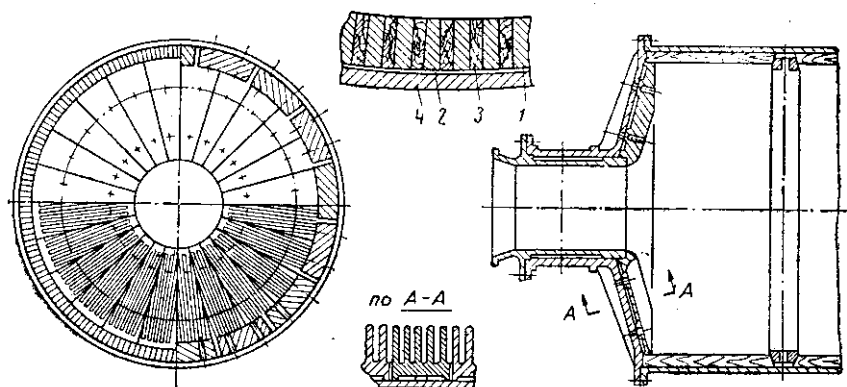


Рис. 185. Металло-деревянная футеровка шаровой мельницы

г) по мере своего износа заклинившиеся шары вываливаются, автоматически заменяясь новыми. Комбинированная футеровка является, таким образом, самовосстанавливающейся, чем и определяется весьма длительный срок ее эксплуатации (период между перефутеровками измеряется годами).

По опубликованным данным срок службы комбинированной металло-деревянной футеровки во много раз превосходит срок работы обычной металлической футеровки.

§ 92. Технические условия и стандарты на футеровку

На броневые футеровочные плиты обычного типа (см. рис. 181) распространяется ГОСТ 7523—55. Хотя этим стандартом предусматриваются определенные технические условия лишь на плиты, применяемые для мельниц цементной промышленности, тем не менее ГОСТом 7523—55 допускается распространение тех же условий на футеровку мельниц, используемых и в других отраслях промышленности.

По техническим условиям ГОСТа для плит всех размеров допускается отклонение по толщине в пределах ± 2 мм; тот же допуск предусмотрен для диаметров болтовых отверстий и для смещения их центров.

Футеровочные плиты должны быть отлиты из высокомарганцевой стали марки Г-13Л.

Твердость плит должна быть в пределах 170—230Н_В (по Бринелю).

Технические условия ГОСТа предусматривают правку плит (после их термообработки) лишь в холодном состоянии.

Приемка плит производится партиями, размер которых устанавливается соглашением между заводом-поставщиком и предприятием-потребителем.

Пробы для химического анализа стали отбираются в соответствии с ГОСТ 380—50, а химический состав определяется поставщиком по ГОСТ 2604—44.

При приемке плиты подвергаются наружному осмотру (однако без применения увеличительных стекол), обмеру, испытанию на твердость и проверке химического состава металла. Осмотру и обмеру подвергается каждая плита в отдельности, а испытанию на твердость (по ГОСТ 10241—40) — не менее 5% плит данной партии. Если хотя бы одна плита не соответствует по своей твердости техническим условиям, то проверка твердости производится повторно с двойным количеством плит. В этом случае, если даже одна плита не будет соответствовать требованиям ГОСТа, партия считается бракованной. Такую партию поставщик имеет право пересортировать или подвергнуть повторной термообработке, после чего вновь предъявить ее к приемке.

§ 93. Толщина футеровочных плит и сроки перефутеровки

Практика показала, что футеровка изнашивается более или менее равномерно во времени. Скорость износа футеровки может быть вычислена по следующей формуле:

$$\Delta = \frac{h_0 - h_k}{T}, \text{ мм/сутки}, \quad (671)$$

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

h_0 — средняя начальная толщина плит, мм (рис. 186, а).

h_k — средняя конечная толщина плит, мм (рис. 186, б);

T — время работы футеровки, сутки.

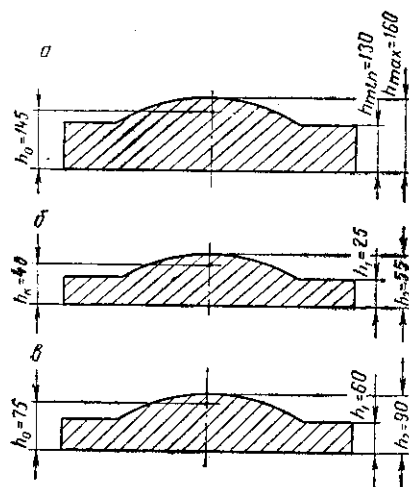


Рис. 186. Размеры футеровочных плит:

а — начальное сечение; б — сечение после 18 месяцев; в — вариант тонкой футеровки

По мере уменьшения толщины футеровочных плит рабочий диаметр и объем мельницы заметно увеличиваются, повышается ее производительность. При выборе толщины новой футеровки необходимо учитывать два взаимно противоположных фактора. Чем толще новая футеровка, тем дольше срок ее службы и, следовательно, тем реже приходится останавливать мельницу для смены футеровки. На этом основании иногда считают, что коэффициент использования оборудования во времени (коэффициент движения оборудования) при применении футеровки большой толщины окажется выше, а годовая производительность измелительного отделения — больше.

Но в действительности при большой начальной толщине футеровки потеря от недоиспользования объема мельницы становится в первый период весьма значительной, и с этой точки зрения преимущества на стороне тонкой футеровки.

Наивыгоднейшая толщина должна быть определена в каждом конкретном случае с помощью расчета, для которого исходными данными являются: размеры мельницы, принятая толщина футеровки и скорость ее износа.

Полезный объем мельницы V равен произведению площади поперечного сечения на длину рабочего пространства L :

$$V = \frac{\pi D^2}{4} L, \quad (672)$$

где D — внутренний диаметр (в свету).

Необходимо иметь в виду, что объем V — величина переменная, зависящая от степени износа футеровки. Если номинальный диаметр мельницы D_n , а толщина футеровки h , то действительный диаметр в свету

$$D = D_n - 2h.$$

Подставляя это значение D в предыдущую формулу, находим

$$V = \frac{\pi}{4} (D_n - 2h)^2 L. \quad (673)$$

Начальный, и притом наименьший, объем, соответствующий новой неизношенной футеровке,

$$V_0 = \frac{\pi}{4} (D_n - 2h_0)^2 L, \quad (674)$$

а конечный наибольший, получающийся после износа футеровки,

$$V_k = \frac{\pi}{4} (D_n - 2h_k)^2 L. \quad (675)$$

При прочих равных условиях производительность мельницы, работающей в замкнутом цикле, приблизительно пропорциональна объему, умноженному на корень квадратный из рабочего диаметра; следовательно, отношение часовой производительности мельницы в конце кампании (Q_k) к производительности в начале ее (Q_0) достигает следующего значения:

$$K = \frac{Q_k}{Q_0} = \frac{V_k}{V_0} \sqrt{\frac{D_k}{D_0}}. \quad (676)$$

Объем практически может быть увеличен на 10—15%, а рабочий диаметр на 5—8%, в связи с чем производительность мельницы может повыситься на 15—20% (табл. 64). В соответствии с увеличенным объемом необходимо увеличивать и шаровую загрузку мельницы.

Таблица 64

Изменение объема и производительности мельницы 2700×3600 при износе футеровки
 $\Delta = 2$ мм/сутки

Срок службы футеровки T , дней	Средняя толщина футеровки h , мм	Внутренний диаметр мельницы $D = D_n - 2h$, мм	Полезный объем мельницы V , м ³	Изменение объема в процентах от начального	Изменение производительности в процентах от начальной $K = \frac{Q}{Q_0} = \frac{V}{V_0} \sqrt{\frac{D}{D_0}}$
0	$h = 145$	$D_0 = 2410$	$V_0 = 16,4$	100,0	100
100	125	2450	16,8	102,4	103
200	105	2490	17,5	106,7	108
300	85	2520	17,9	109,1	111
350	75	2550	18,3	111,5	115
400	65	2570	18,6	113,4	117
450	55	2590	19,0	115,9	120
525	$h_k = 40$	$D_k = 2620$	$V_k = 19,4$	118,3	124
Среднее	$h_{ср} = 92,5$ мм	$D_{ср} = 2515$	$V_{ср} = 17,9$	109,1	112

Пусть, например, начальная средняя толщина футеровки $h_0 = 145$ мм (рис. 186, а), конечная $h_k = 40$ мм (рис. 186, б). По формуле (671) при коэффициенте износа $\Delta = 2$ мм/сутки срок службы ее будет $T = 525$ дней.

Интересно отметить, что если применить тонкую футеровку, например изображенную на эскизе (см. рис. 186, в), то начальная расчетная толщина ее

$$h_0 = \frac{60 + 90}{2} = 75 \text{ мм};$$

конечная (рис. 186, б) $h_k = 40$ мм

При общей потере толщины $75 - 40 = 35$ мм срок службы тонкой футеровки (при том же коэффициенте износа $\Delta = 0,2$ мм/сутки) составит

$$T = \frac{h_0 - h_k}{\Delta} = \frac{75 - 40}{0,2} = 175 \text{ дней,}$$

т. е. почти полгода. Отсюда следует, что за 1,5 года (525 дней) придется сменить футеровку не один, а 3 раза.

Учитывая время простоя на полную замену футеровки и подсчитывая общее количество переработанной руды за тот же период, что и в первом варианте, приходим к заключению, что во втором варианте общая выдача мельницы будет за тот же срок (1,5 года) выше на 7,7%, так как средний рабочий объем мельницы и средний диаметр будут больше. Это видно из сопоставления вариантов $h_0 = 145$ мм и $h_0 = 75$ мм в табл. 64.

Из приведенного расчета видно, переход на тонкую футеровку (75 мм) дает в данном случае значительный выигрыш (7,7%) для средней производительности мельницы, несмотря на более частую перефутеровку (через каждые 6 месяцев). Для мельниц других размеров относительный выигрыш производительности будет несколько отличаться от найденного.

На передовых фабриках, с механизированными ремонтными работами, считается выгодным производить перефутеровку мельниц не реже чем через каждые 3—4 месяца.

§ 94. Износ футеровки и скорость вращения мельницы

При прочих равных условиях износ футеровки ускоряется с увеличением скорости вращения мельницы. В табл. 65, иллюстрирующей это положение, приведены сравнительные данные, полученные на одной из обогатительных фабрик *. Из таблицы видно, что при переводе одной из установочных четырех мельниц (№ 2) с 22,5 об/мин (77% критической скорости) на 29 об/мин (96% критической) срок службы футеровки сократился почти вдвое: с 6,2 до 3,36 месяца.

Нужно отметить, что мельница № 2 при быстроходном режиме (со скоростью вращения 96% критической) повысила производительность по сравнению с остальными почти на 10%. Но при этом удельный расход футеровочной стали (считая на 1 т руды) увеличился почти на 80% (в то время как удельный расход шаровой стали остался почти без изменения).

Таблица 65
Влияние скорости вращения мельницы на износ футеровки (шаровые мельницы 2200×3000)

№ мельницы	Скорость вращения, об/мин	Скорость в % критической	Средний срок службы футеровки, месяцы
1	22,5	77	6,17
3	22,5	77	6,23
4	22,5	77	6,13
2	29,0	96	3,36

Данный пример показывает, что при выборе особо высокой скорости вращения мельницы необходимо основываться на сравнительных технико-экономических расчетах с учетом всех эксплуатационных показателей. В этом отношении крайне важна именно экономическая оценка,

* По результатам испытаний канд. техн. наук Б. Н. Дубровина (Механообр).

а не только энергетическая, которая рекомендуется проф. Р. Т. Хукки [3]. Вероятно, во многих случаях будут получены результаты, совпадающие или близкие к сравнительным данным табл. 65, на основе которых переход на близкую к критической скорости оказался для рассматриваемой фабрики неприемлемым.

§ 95. Механизация работ при смене футеровки

Для отвинчивания болтов, крепящих футеровку, применяются механические гаечные ключи. На рис. 187 показана схема механизма, принятого на Лениногорской фабрике. Двигатель 1 через червячный редуктор 2 приводит во вращение валик 3, на котором заклинена полумуфта 4. Вторая половина полумуфты 5 — передвижная; она вводится в зацепление с вращающейся половиной 4 с помощью рукоятки 6. При сцеплении полумуфт приходит в движение валик 7, а от него — соединительная трубка 9 и рабочая часть вала 10, несущая на своем конце торцовый гаечный ключ 12.

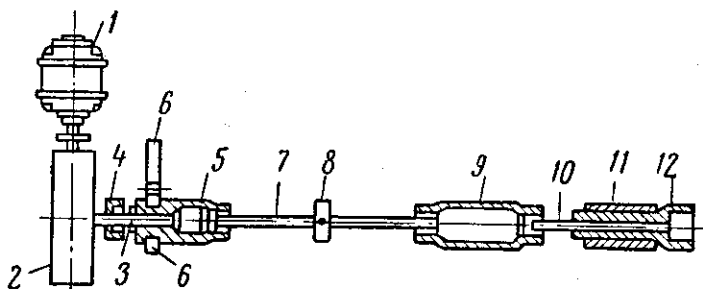


Рис. 187. Механический ключ для заворачивания гаек футеровки (Лениногорская фабрика)

Весь механизм смонтирован на тележке, на которой он подвозится к мельнице. На валу имеется шарнир Гука 8 (кардан), позволяющий придавать ключу 12 необходимый наклон. Ключ 12 охватывается трубой 11, которую рабочий удерживает в руках при заворачивании болтов.

Преимущество применения подобных механизмов — значительное сокращение времени перефутеровки мельниц. Однако необходимо отметить, что пневматические гаечные ключи, изготовляемые заводом «Пневматика» и применяемые для сболчивания тубингов при проходке подземных выработок на строительстве метрополитена, значительно компактнее по сравнению с рассмотренными электрическими ключами. Ключи завода «Пневматика» приводятся в движение сжатым воздухом и позволяют свободно подводить ключ к нужному месту с помощью гибких шлангов. Поэтому при наличии на фабрике компрессорной установки пневматические гаечные ключи предпочтительнее для заворачивания и отвертывания гаек на болтах, крепящих футеровочные плиты.

В последнее время на некоторых фабриках находит применение безболтовая футеровка. В этом случае по образующим внутренней цилиндрической поверхности барабана мельницы укладывается набор стальных брусков прямоугольного сечения. Для образования волнистых выступов часть брусков берется увеличенной высоты (см. рис. 181, в). В центральной части барабана все бруски (по группам) перекрываются башмаками, которые закрепляются болтами, пропущенными через тело бруска и барабана. Таким образом, на внешней поверхности барабана имеется только один ряд расположенных по окружности болтов. Смена такой футеровки производится намного быстрее, чем смена обычных броневых плит с многочисленными болтами.

ШАРОВОЕ И СТЕРЖНЕВОЕ ХОЗЯЙСТВО

§ 96. Качество шаров

Качество мелющих тел — шаров и стержней, применяемых для барабанных мельниц, — определяется их износоустойчивостью, удельным весом и формой. Чем выше износоустойчивость, т. е. чем длительнее срок службы, и чем больше удельный вес металла, из которого изготовлены мелющие тела, тем производительнее работает мельница; существенную роль играет также правильная форма шаров.

Практикой установлено, что наименее долговечными являются чугунные шары; значительно большей стойкостью на истирание обладают стальные литые; еще более высокими по качеству можно считать шары стальные кованные и в особенности шары из легированной стали.

Весьма важную роль играет также прочность шаров и стержней, т. е. способность их выдерживать удары без разрушения.

На современных передовых фабриках приемка поступающей на фабрику партии шаров и стержней производится после надлежащей их проверки на твердость и износоустойчивость. С этой целью из отбираемой для опробования партии определяют твердость (по Бринелю) шаров и стержней на специальных приборах, а износоустойчивость устанавливают в результате эксплуатации в лабораторных мельницах. После определенного периода работы шара допускается некоторая фиксированная потеря его в весе.

Один из примеров испытания шаров, изготовленных из различных материалов, дает табл. 66, в которой сопоставляется твердость по Бринелю и условный процент износа, именно: потеря веса за 60 ч работы лабораторной мельницы [4].

Таблица 66
Твердость и износоустойчивость шаров (по опытам ИЧМ АН УССР)

Место по износоустойчивости	Материал шаров	Твердость по Бринелю	Износ (потеря веса за 60 ч работы), %
1	Шары от шарикоподшипников	600	0,39
2	Шары чугунные марганцевохромистые (плавки № 3 института ЧМ АН УССР)*	440	0,40
3	То же, плавки № 2	340	0,42
4	Шары стальные кованные	—	0,45
5	Шары стальные литые	235	0,62
6	Шары из белого чугуна	—	1,40
7	Шары из серого чугуна	168	2,46

* Химический состав чугунных шаров плавки № 3 (в процентах):

№ плавки	Углерод	Кремний	Марганец	Хром	Никель	Фосфор	Сера
2	1,60	1,2	0,56	0,67	0,60	0,271	0,067
3	2,34	1,06	0,57	1,20	0,90	0,253	0,078

В табл. 66 приведены результаты работы по изысканию такого химического состава чугунных шаров, а также способов их металлургической и термической обработки, с применением которых повышалась бы стойкость чугунных шаров на износ. Шары отливались из чугуна с повышенным содержанием марганца и хрома, причем выпущенный из вагранки жидкий чугун продувался кислородом, а затем раскислялся в ковше добавкой ферросилиция и ферромарганца.

В результате сравнительных испытаний шаров в работающей мельнице оказалось, что наилучшими являются шары определенного химического состава (плавки № 3). Этими чугунами шарами можно заменить стальные, как это видно из результатов испытаний, приведенных в табл. 66, где процент износа шаров плавки № 3 почти совпадает с износом шаров из лучшей шарикоподшипниковой стали.

При металлографическом исследовании износоустойчивых шаров, отлитых из халиловского чугуна и обработанных указанным способом, оказалось, что их высокая сопротивляемость износу объясняется сорбитообразной твердой, но вместе с тем вязкой перлитовой основой, причем эта основа (матрица) содержала никель и хром. Твердая и одновременно вязкая матрица повышает сопротивление выкрашиванию вкрапленных в нее твердых карбидных частиц и следовательно износоустойчивость чугуна.

Этот процесс обработки шаров, предложенный Институтом черных металлов АН УССР, может быть использован там, где имеется шарошлифовальная установка. Фабрикам, потребляющим привозные мелющие тела, необходимо требовать от заводов-поставщиков шары, удовлетворяющие определенным техническим условиям. Приемка шаров должна производиться после надлежащих испытаний их на твердость (по ГОСТ 7524—55) и на износоустойчивость (в мельнице).

ГОСТ 6524—55 на стальные мелющие шары предусматривает следующий ряд с диаметром шаров: 30, 40 и 50 мм (с допускаемым отклонением ± 2 мм); 60, 70 и 80 мм (с отклонением ± 3 мм); 90, 100, 110 и 120 мм (с отклонением ± 4 мм).

Шары должны быть изготовлены из углеродистой или легированной стали с пределом прочности не менее 50 кг/мм^2 и термически обработаны. Твердость шаров после термообработки должна быть не ниже $300 H_B$ (по Бринелю).

Существенную роль играет правильная (сферическая) форма шаров и правильная (цилиндрическая) форма стержней. Как показывает практика, изношенные шары, т. е. тела неправильной формы, сплюснутые, овальные, чечевицеобразные или получившие форму многогранников, а также осколки битых шаров оказываются значительно менее эффективными по своему размалывающему действию, чем шары правильной формы. Мелкие и деформированные остатки шаров носят общее название скрап.

Специальные опыты, имевшие целью сравнение результатов измельчения правильными шарами и телами, по форме отличающимися от шаров, показали, что правильные шары при прочих равных условиях, оказываются намного выгоднее. Вместе с тем на ряде обогатительных фабрик не уделяется достаточного внимания вопросу о форме измельчающих тел: ревизия шаровой загрузки производится редко, что приводит к образованию большого количества скрапа, т. е. тел неправильной формы, приобретаемой в результате износа и боя шаров при длительном их пребывании в мельнице. Проверка гранулометрического состава и формы измельчающих тел должна производиться регулярно, скрап должен не реже чем через каждые 2—3 месяца отсортировываться и удаляться из мельницы. Загрузку необходимо пополнять в надлежащем количестве шарами правильной формы.

§ 97. Начальная шаровая загрузка

Под термином «шаровая загрузка мельницы» понимается общее количество или вся масса шаров, находящихся в данный момент в мельнице, а под догрузкой — регулярная добавка шаров в мельницу в целях компенсации (пополнения) их убыли, происходящей в результате

износа, т. е. истирания и боя шаров. Общий вес шаровой загрузки ($G_{ш}, т$), которой мельница заполняется при пуске в эксплуатацию, вычисляется по рабочему полезному объему мельницы ($V, м^3$), коэффициенту заполнения ($\varphi, \%$) и объемному весу шаров в насыпке ($\gamma_{ш}, т/м^3$):

$$G = \frac{\varphi}{100} V \gamma_{ш}. \quad (677)$$

Полезный объем мельницы V — величина переменная, зависящая от степени износа футеровки. Поэтому в целях уточнения объема внутренний или рабочий диаметр мельницы D должен быть измерен при каждой полной смене шаров. Диаметр замеряется с помощью специального шаблона, состоящего из двух раздвижных реек с делениями.

Для быстрого определения полезного объема мельницы, увеличивающегося по мере износа футеровки, составляется табл. 67, где в первую графу заносят ожидаемые значения диаметра D , а в следующую — вычисленный полезный или рабочий объем V (табл. 67).

Таблица 67

Изменение шаровой загрузки мельницы (2700×3600) по мере износа футеровки

Внутренний диаметр мельницы $D = D_{в} - 2h, мм$	Полезный объем мельницы $V, м^3$	Изменение объема от начального, %	Общий объем шаров (при коэффициенте заполнения $\varphi = 47,5\%$) $м^3$	Вес шаровой загрузки (при объемном весе в насыпке $\gamma_{ш} = 4,6 т/м^3$) $G_{ш}, т$	Внутренний диаметр мельницы $D = D_{н} - 2h, мм$	Полезный объем мельницы $V, м^3$	Изменение объема от начального, %	Общий объем шаров (при коэффициенте заполнения $\varphi = 47,5\%$) $м^3$	Вес шаровой загрузки (при объемном весе в насыпке $\gamma_{ш} = 4,6 т/м^3$) $G_{ш}, т$
2410	16,4	100,0	7,8	35,8	2550	18,3	111,5	8,7	40,0
2450	16,8	102,4	8,0	36,8	2570	18,6	113,4	8,9	40,7
2490	17,5	106,7	8,3	38,2	2590	19,0	115,9	9,0	41,4
2520	17,9	109,1	8,5	39,1	2620	19,4	118,3	9,2	42,3

Для мельниц первой стадии измельчения рекомендуется коэффициент заполнения не ниже 45%. Если мощность электродвигателя достаточна, то этот коэффициент принимают при загрузке мельницы равным 46—47% и в последующем дополнительно увеличивают его на 2—3% (догружая шары на ходу мельницы) с таким расчетом, чтобы общий коэффициент заполнения приблизился к 48—50%.

В табл. 67 помимо переменного объема мельницы указывают объем шаров (равный произведению $\frac{\varphi}{100} V$), соответствующий заданному коэффициенту наполнения φ . Например, для принятого наполнения $\varphi = 47,5\%$ и наименьшего (начального) полезного объема мельницы $V_0 = 16,4 м^3$ объем шаровой загрузки

$$\frac{\varphi}{100} V_0 = \frac{47,5}{100} 16,4 = 7,8 м^3.$$

Эта величина помещена в четвертой графе табл. 67.

Для быстрого определения коэффициента φ с помощью непосредственного замера поступают следующим образом (рис. 188).

После того как измерен внутренний диаметр D барабана, поверхность шаров (CBE) разравнивают и затем измеряют расстояние AB от вершины A до точки B , лежащей посередине хорды CE . Пусть измеренное расстояние по вертикали равно a , мм (см. рис. 188). Вычитая из него радиус R , равный половине диаметра, находят высоту b , т. е. расстояние поверхности шаров от центра:

$$b = a - R.$$

С помощью этой величины коэффициент заполнения сечения шарами может быть определен с достаточной точностью по следующей приближенной формуле

$$\varphi \approx 50 - 127 \frac{b}{D}, \quad (678)$$

где b — высота (расстояние от центра барабана до поверхности шаров), мм;

D — диаметр в свету, мм.

Формула Бонда выводится на основании геометрических соотношений.

Заштрихованной на рис. 188 площади сегмента CFE соответствует некоторый центральный угол α . Вся площадь поперечного сечения барабана равна

$$F = \pi R^2, \quad (679)$$

а площадь сегмента с центральным углом α

$$F_c = R^2 \left(\frac{\pi \alpha}{360} - \frac{\sin \alpha}{2} \right). \quad (680)$$

Разделяя второе уравнение на первое и переходя к процентам, получаем следующую зависимость между коэффициентом заполнения и центральным углом:

$$\varphi = 100 \frac{F_c}{F} = 100 \left(\frac{\alpha}{360} - \frac{\sin \alpha}{2\pi} \right), \quad \% \quad (681)$$

С другой стороны, как видно из рис. 188, расстояние OB от центра O до хорды CBE

$$b = \frac{D}{2} \cos \frac{\alpha}{2}, \quad (682)$$

откуда

$$\left(\frac{b}{D} \right) = \frac{1}{2} \cos \frac{\alpha}{2}.$$

Задаваясь рядом значений центрального угла (в пределах α от 180 до 140°), вычисляя по формулам (680) и (682) оба параметра, т. е. φ и $\left(\frac{b}{D} \right)$, и строят график зависимости между ними. Наконец, заменив участок полученной кривой подходящей прямой линией, легко получить приближенную расчетную формулу Бонда

$$\varphi \approx 50 - 127 \left(\frac{b}{D} \right). \quad (683)$$

Формула Бонда может быть заменена следующим mnemonicическим правилом: если разделить высоту b , измеренную в миллиметрах, на диаметр, измеренный в метрах, и получить таким образом «относительную высоту» в мм/пог.м, то каждым 8 мм/пог.м относительной высоты соответствует 1%, недостающий до коэффициента заполнения 50%.

Обращенную формулу для определения высоты, соответствующей заданному коэффициенту заполнения, можно получить, преобразуя исходную формулу (683), тогда найдем

$$b = (50 - \varphi) \frac{D}{127}, \quad \text{мм.} \quad (684)$$

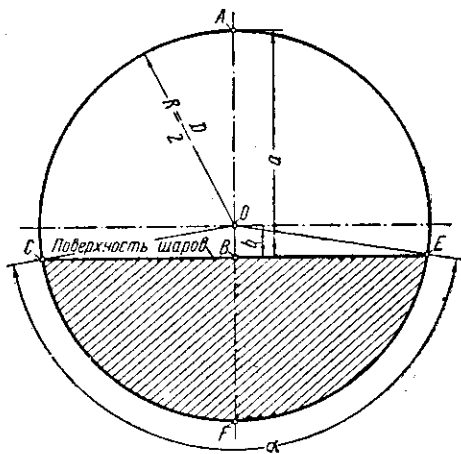


Рис. 188. Расчетная схема для определения коэффициента заполнения мельницы шарами

Величина $\gamma_{ш}$ зависит от материала шаров. Для литых чугунных шаров γ лежит в пределах 4,4—4,6 т/м³, для стальных — в пределах 4,5—4,7 т/м³.

Насыпной вес шаров $\gamma_{ш}$ должен быть определен на фабрике непосредственно перед загрузкой их в мельницу. Для этого изготовляют сосуд (тару) определенных размеров, например объемом 1 м³, и взвешивают вмещающиеся в нее шары. Вес 1 м³ шаров в тоннах и есть исковаемая величина $\gamma_{ш}$. Умножая этот насыпной вес на объем шаровой загрузки, находят общий вес шаров G по формуле

$$G = \frac{\varphi}{100} V \gamma_{ш}. \quad (685)$$

В последней графе табл. 67 приведен общий вес шаровой загрузки при переменной толщине футеровки, но при постоянном коэффициенте заполнения $\varphi = 47,5\%$. Как видно из табл. 67, вес шаровой загрузки изменяется в процессе работы мельницы весьма значительно. Если при новой футеровке ($h_0 = 145$ мм и $D = 2410$ мм) он составлял всего 35,8 т, то после износа брони до толщины $h_k = 40$ мм ($D_k = 2620$ мм) вес шаров для сохранения начального коэффициента заполнения должен быть увеличен до 42,3 т, т. е. на 6,5 т, или на 18%. Если это важное обстоятельство не учитывается, мельница недоиспользуется по производительности. Следовательно, по мере износа футеровки мельница должна соответственно догружаться до полной нормы. Для мельницы каждого типоразмера на фабрике должны быть составлены таблицы шаровых загрузок по типу табл. 67. При этом необходимо учитывать, что при увеличении массы шаров повышается потребляемая двигателем мощность. Объемный вес стальных стержней в насыпке γ_c составляет около 6,6 т/м³.

Объемный коэффициент заполнения мельницы стержнями на практике берется несколько меньше, чем для шаров, в связи с тем, что стержневые мельницы имеют больший диаметр разгрузочной горловины. Обычно для стержней принимают коэффициент наполнения $\varphi \approx 35\%$. В связи с этим количество стержней, необходимое для нормальной работы стержневой мельницы, составляет около 2,2—2,4 т, а в среднем 2,3 т на каждый 1 м³ полезного объема барабана. Так, при объеме стержневой мельницы 2100×3000 (для сухого помола) $V = 9$ м³, общий вес ее стержней составляет $G_c = 21$ т, (что дает $\frac{G_c}{V} = \frac{21}{9} = 2,25$ т/м³); в стержневой мельнице 2700×3000 объемом $V = 17,6$ м³ вес стержней составляет $G_c \approx 41$ т, что дает $\frac{G}{V} = 2,3$ т/м³ (Оленегорская фабрика). Этот показатель (при $\gamma_c = 6,6$ т/м³) соответствует коэффициенту наполнения

$$\varphi_c = 100 \left(\frac{G}{V} \right) \frac{1}{\gamma_c} = 100 \cdot 2,3 \frac{1}{6,6} = 35\%.$$

§ 98. Догрузка мельницы шарами

С момента пуска в ход мельницы, имеющей ту или иную начальную шаровую загрузку, происходит непрерывный износ шаров в результате их истирания о руду и о поверхность других шаров, а частично — вследствие боя при ударах. Для компенсации (пополнения) убыли веса шаров, находящихся в мельнице, производится регулярная догрузка мельницы шарами.

Существует два метода расчета необходимой догрузки. В основу одного из них, наиболее распространенного на практике, кладется допущение, что весовой расход шаров прямо пропорционален количеству пропущенной руды. Удельный расход шаровой стали на 1 т перерабатываемой руды устанавливают практически на основе наблюдений или

специальных испытаний. После этого количество шаров, которое необходимо регулярно догружать равными долями в один или несколько приемов в мельницу, определяют расчетом по производительности мельницы и времени ее работы.

Известен второй метод подсчета количества догружаемых шаров, основанный на использовании другого расходного коэффициента, именно: некоторыми исследователями и работниками фабрик было установлено, что расход шаров находится в определенном соотношении с имеющейся в мельнице шаровой загрузкой, и не зависит от количества переработанной руды. Например, на одной из зарубежных фабрик было установлено, что расход шаровой стали K составляет 17 кг/сутки на 1 т шаровой загрузки; на одной из союзных флотационных фабрик — апатито-нефелиновой — было определено, что расход стали K равен 27 кг/сутки на 1 т шаровой загрузки. Этот метод подсчета основан на том факте, что шары изнашиваются в результате взаимного воздействия друг на друга, независимо от скорости движения руды или ее расхода.

Определив тем или иным способом необходимую догрузку и зная вес отдельного шара, легко определить, какое число шаров необходимо догружать в мельницу.

После того как тем или иным способом установлена норма суточной догрузки, необходимо установить сортамент догружаемых шаров. На практике применяются два способа догрузки:

- 1) догрузка производится только одноразмерными и притом наиболее крупными шарами (регулярная догрузка);
- 2) применяется рационированная догрузка, при которой в мельницу одновременно догружаются шары разных размеров в определенном соотношении.

В результате износа шаров гранулометрический состав всех находящихся в мельнице шаров по истечении некоторого периода стабилизуется. Шаровая загрузка приобретает определенную характеристику крупности, зависящую только от размеров догружаемых шаров и не зависящую от начального состава той загрузки, которой была заполнена мельница перед пуском.

Очевидно, что характеристика шаровой смеси при установившемся режиме зависит также и от способа догрузки. При догрузке одноразмерными шарами, как было показано выше, характеристика графически представится одной плавной кривой; в случае же рационированной догрузки, т. е. добавки смеси шаров разных размеров, характеристика изобразится в виде двух или нескольких пересекающихся кривых. Расчет характеристики в обоих случаях — при догрузке одноразмерными шарами и при рационированной догрузке — может быть произведен на основании теории износа (см. гл. VII).

§ 99. Приспособления для механизированной загрузки и догрузки шаров и стержней

На современных обогатительных фабриках операции перегрузки мелющих тел широко механизированы [5].

А. Прием и хранение мелющих тел

На рис. 189 приведена схема склада мелющих тел, впервые примененная на Балхашской фабрике и являющаяся весьма распространенной в настоящее время.

Несколько более совершенной является система приема шаров на Джекказганской фабрике (рис. 190). Здесь шары, прибывающие в вагонах 1, разгружаются вручную в желоба 2, по которым они скатываются в бункера 3, расположенные вблизи мельничного отделения.

Для подачи шаров к мельницам используются вагонетки 4, в которые шары загружаются через бункерные затворы.

Наполненную вагонетку 4 откатывают вручную к подъемнику 5 и поднимают на уровень галереи (с узкой колеей 6), проходящей над расходными бункерами 7 (емкостью по 2,5 т). Под бункерами 7 установлены специальные питатели 8, захватывающие шары поштучно. По желобу 9 шары скатываются в кожух 10 комбинированного питателя мельницы 11.

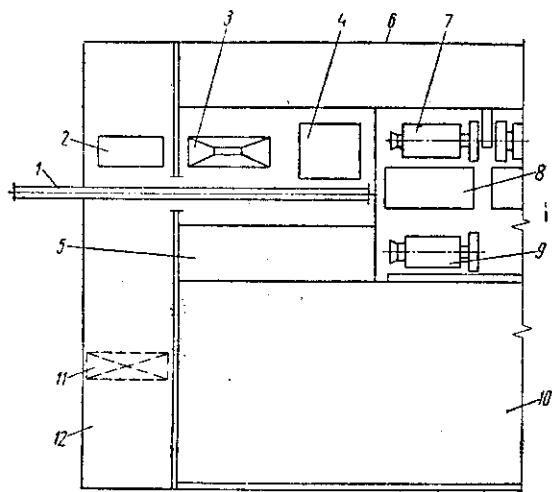


Рис. 189. Схема склада для шаров и стержней Балхашской фабрики:

1 — железнодорожные пути; 2 — наружный бункер для шаров; 3 — внутренний бункер для шаров; 4 — место для стержней; 5 — площадка для разгрузки шаров перед их сортировкой; 6 — бункера дробленой руды; 7 — стержневая мельница; 8 — классификатор; 9 — шаровая мельница; 10 — флотационное отделение; 11 — мостовой кран; 12 — открытая площадка для хранения запасных частей

В целях механизации складских погрузочно-разгрузочных операций на некоторых фабриках применяются электромагнитные краны. Таков показанный в качестве примера на рис. 191 узел приема шаров на фабрике «Клаймакс» (США). Шары, прибывающие на фабрику в вагонах

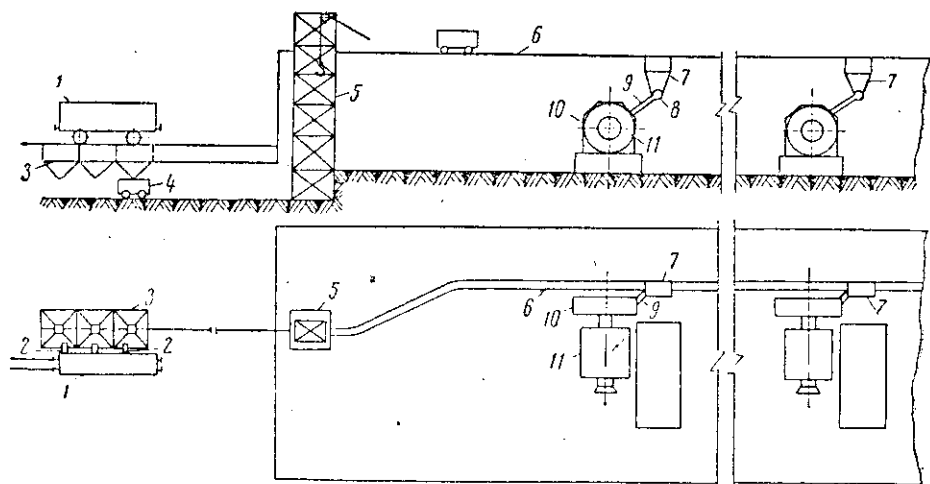


Рис. 190. Прием и доставка шаров к мельницам на Джеккаганской фабрике

1, перегружаются магнитным краном 4 в железобетонные бункера 3. Магнит 2 подвешен к крюку мостового крана. Бункер общей емкостью на 1500 т имеет шесть ячеек.

Тем же магнитным краном 4 шары подаются из бункеров 3 в стационарные перегрузочные воронки 5, из которых попадают в контейнер 6. Монтажным краном 7, обслуживающим мельничный пролет, контейнер 6 переносится к люку воронки 8, откуда специальным питателем

шары подаются в кожух 9 улиткового питателя мельницы 10. Предусмотрена также ручная подача шаров в кожух питателя через отверстие 11.

На некоторых фабриках шары доставляются к мельницам в вагонетках (см. рис. 190), а на других предприятиях, как уже упоминалось, для доставки применяются не только вагонетки узкой колеи, но и специальные контейнеры (мерные ящики), переносимые краном.

Б. Загрузка и догрузка мельниц шарами

Шары, доставленные тем или иным способом к мельнице, загружаются в нее с помощью специальных бункеров, снабженных шаропитателями (см. рис. 190 и 191), или через перегрузочные воронки, из которых подача производится самоотеком. Простейшим типом является стационарная воронка, более усовершенствованным — передвижная. Наконец, в некоторых случаях сам контейнер снабжается лотком, по которому шары выпускаются в мельницу без промежуточных воронок (рис. 192).

Стационарные бункера-воронки были ранее применены на одной из фабрик Урала (СУМЗ). Неподвижная воронка соединялась с горловинами мельниц трубами. Операцию догрузки выполняли на ходу мельницы без ее остановки. Недостатком данного способа является частая забивка труб шарами. В связи с этим фабрика отказалась от стационарных бункеров и перешла на непосредственную загрузку мельницы с помощью контейнера, имеющего лоткообразный носок (см. рис. 192). Контейнер подвозится краном к мельнице, его носок заводится в центральное отверстие питателя, затем кран приподнимает своим вторым крюком противоположный конец контейнера. При определенном угле наклона шары скатываются из него в улитковый питатель. Операция догрузки одной порции шаров длится 4—5 мин (без остановки мельницы).

Недостаток данного способа в том, что требуется кран с двумя крюками. Для того чтобы использовать обычный кран с одним крюком, на некоторых фабриках несколько усложняют конструкцию контейнера, снабжая его шиберным затвором и превращая таким образом в переносный бункер.

Наиболее совершенным и простым следует считать способ, предложенный работниками Балхашской фабрики.

Для догрузки мельницы, а также для полной смены шаровой загрузки используется специальный переносный станок с воронкой, устанавливаемой у загрузочного конца мельницы (рис. 193). Станок 1 — деревянный или металлический. На нижнюю раму его накладываются контргрузы 2, придающие станку достаточную устойчивость. В верхнем своем конце стойки имеют полукруглые углубления, играющие роль подшипников для цапф 3 контейнера (ящика) 4, подвозимого краном. На стороне, обращенной к мельнице, к станку крепится воронка 5, входящая

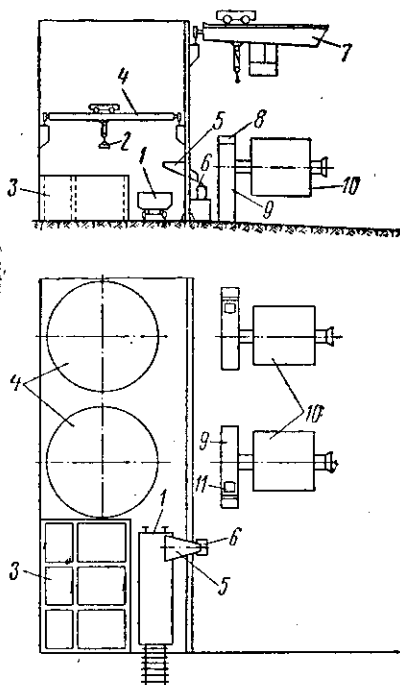


Рис. 191. Шаровое хозяйство фабрики «Клаймакс»

носком 6 в питатель 7 (или в горловину мельницы). На воронке имеется выдвижная заслонка 8.

Контейнер 4 подвешивается к крановому крюку 9 на цепях 10. Поскольку ось вращения его расположена эксцентрично, грузеный контейнер (с центром тяжести С) при опускании крюка 9 опрокидывается, занимая при разгрузке конечное положение, показанное на рис. 193 пунктиром. Шары вываливаются из контейнера в воронку 5 и скатываются по ней в питатель 7. Скорость движения шаров регулируется положением перегородки 8.

После использования станка для догрузки данной мельницы он переносится краном к следующей. Емкость контейнера около 3 т. Операция догрузки шаров производится в течение 5 мин. Для полной загрузки мельницы требуется около 1 ч.

Преимущество описанного способа состоит в том, что, во-первых, подача шаров производится очень быстро, во-вторых, застревание ша-

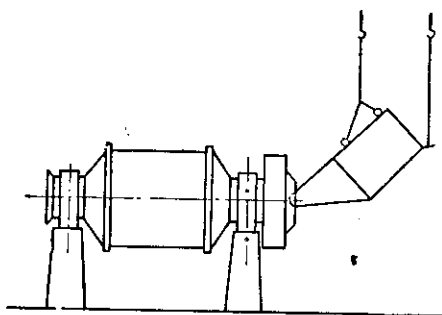


Рис. 192. Загрузка шаров поворотным контейнером (СУМЗ)

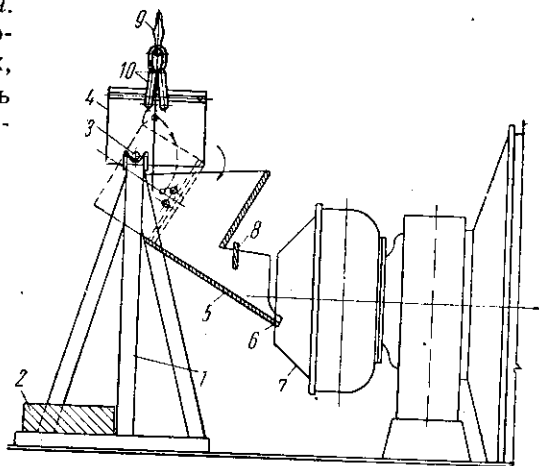


Рис. 193. Загрузка шаров с помощью переносного станка (Балхашская фабрика)

ров практически исключено и, в-третьих, одним станком обслуживается все мельничное отделение фабрики.

Метод Балхашской фабрики хорошо оправдал себя в длительной эксплуатации.

Институтом Механобр разработан типовой проект полной механизации шарового и стержневого хозяйства обогатительных фабрик, за основу которого принята система Балхашской фабрики.

Переносный станок для установки контейнера у мельницы запроектирован в двух вариантах. Вариант I, изображенный на рис. 193, предназначается для подачи шаров непосредственно в горловину мельницы в тех случаях, когда в центральное отверстие питателя руда не подается (например, при подаче питания в классификатор). Вариант II (рис. 194) предусматривает боковую загрузку шаров в желоб для руды. По этому проекту загрузка и догрузка шаров производится с помощью контейнера емкостью 2 т; вес его с шарами 2,4 т.

В. Выгрузка шаров из мельницы и их сортировка

Выгрузка шаров из мельницы на фабриках, где грузоподъемность монтажного крана не рассчитана на перевозку заполненной шарами мельницы, производится на месте без съема мельницы с фундамента. С этой целью, например, на фабрике АНОФ комбината Апатит (Кировск) после выработки руды мельницу останавливают и внутри нее

закрепляют болтами улиткообразный черпак 1 (рис. 195). Болты 2 пропускаются через отверстия футеровки днища. Из горловины разгрузочной цапфы удаляют футеровку и вместо нее устанавливают барабанный грохот (бутару) 3, предназначенный для попутной сортировки шаров. Фланец 4 грохота крепится болтами 5 к торцу цапфы 6. По длине бутара состоит из трех секций — 7, 8 и 9 с различными отверстиями решет. Соответственно размерам отверстий шары сортируются на три класса крупности и собираются в ящики 10, 11 и 12. Внутри бутары имеется спираль 13 (неполный шнек), предназначенная для транспортировки шаров.

На полную разгрузку одной мельницы требуется около 3 ч.

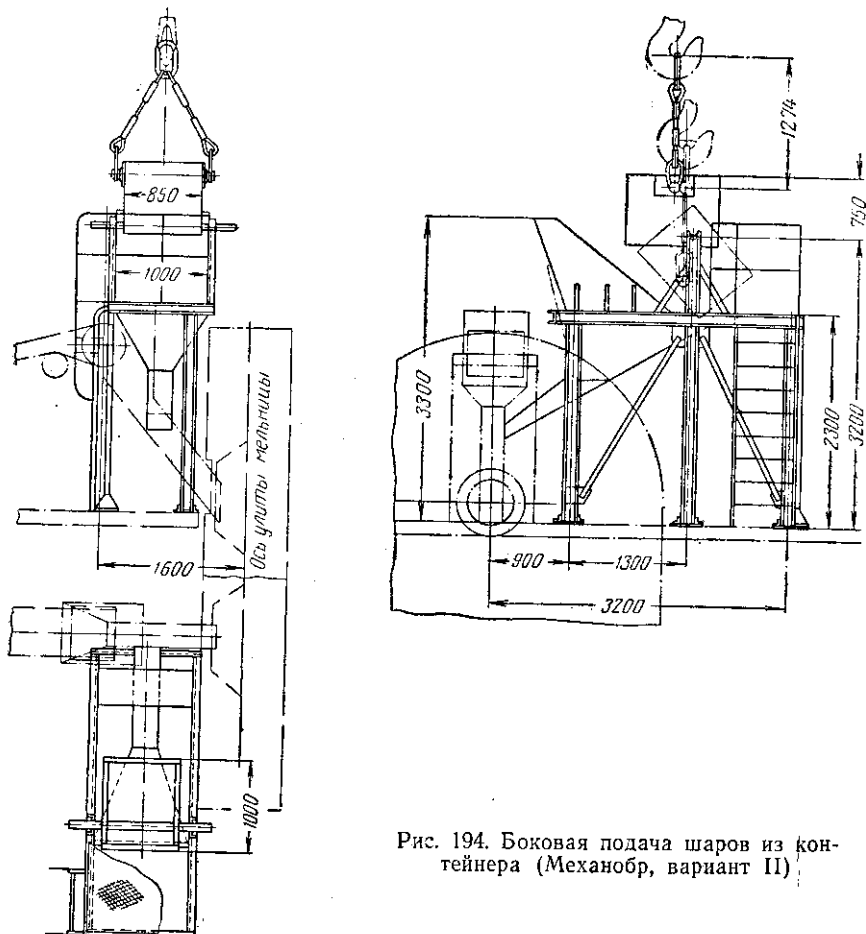


Рис. 194. Боковая подача шаров из контейнера (Механобр, вариант II)

При наличии на фабрике мощного крана мельница (вместе с шарам) снимается с фундамента без выгрузки шаров и переносится краном к специальной площадке (рис. 196), где устанавливается на стэнд 1. Днище 2 мельницы снимается и переносится краном на специальную опору 3, после чего кран (с двумя крюками) поворачивает мельницу в положение разгрузки 4. Шары скапливаются в яме 5, откуда убираются для последующей сортировки на грохоте. Стэнд 6 предназначен для запасной мельницы.

По типовому проекту Механобра для сортировки шаров предусматривается специальная установка, схематически изображенная на рис. 197. Мельница, снятая с фундамента 13, устанавливается краном 12 на стэнде 1. Разгружаемые через люк шары скатываются по желобу 2 в барабанный грохот 3, где разделяются на три класса крупности и

накапливаются в трех ячейках бункера 4. Этот бункер примыкает к основным бункерам 5, предназначенным для новых шаров. Магнитным краном 6 шары подаются затем из бункера 4 в воронку 7 для погрузки в контейнеры 8, которые кран 9 переносит в новое положение 10. Свежая порция шаров загружается из контейнера 10 в воронку 11, откуда

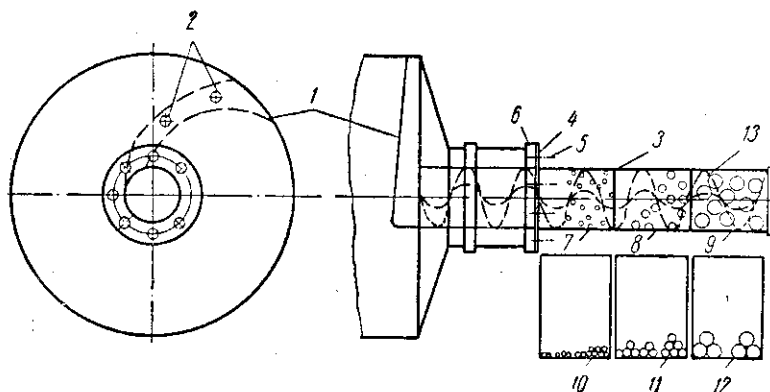


Рис. 195. Устройство для выгрузки шаров из мельницы (Кировская АНОФ)

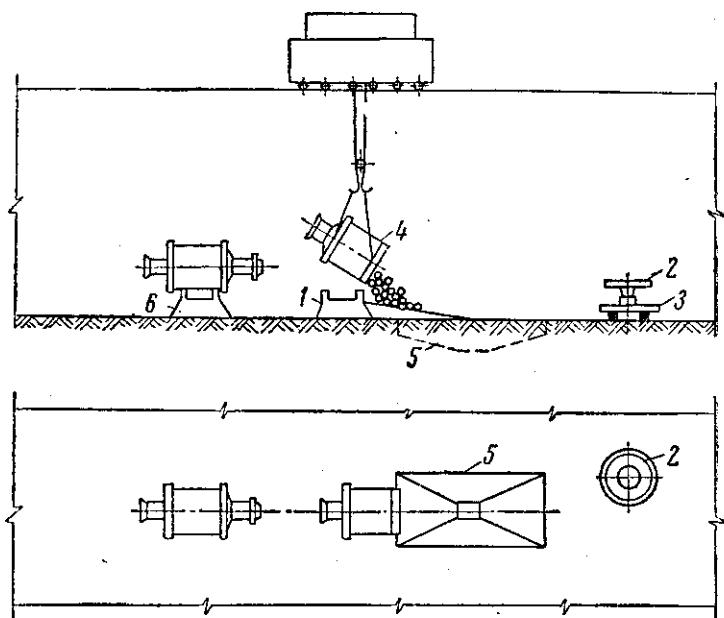


Рис. 196. Выгрузка шаров с помощью крана (Балхашская фабрика)

шары попадают в люк мельницы. Загруженная до полной нормы мельница переносится в собранном виде краном 12 со стенда 1 в мельничный пролет и устанавливается там на фундамент 13. Догрузка работающей мельницы осуществляется с помощью станка 14, о котором говорилось выше (см. рис. 193).

Стенд 1 для сортировки шаров и загрузки мельницы располагается вблизи ремонтного пункта и монтажной площадки.

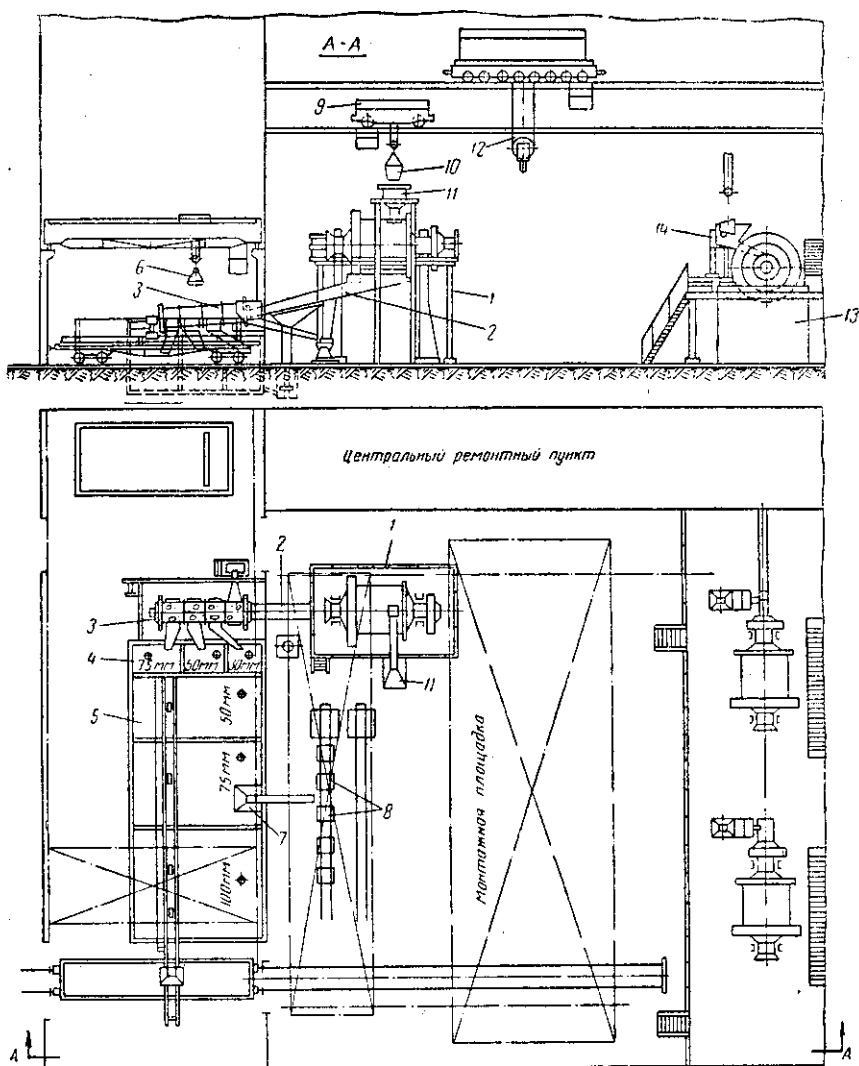


Рис. 197. Схема установки для сортировки шаров
(по проекту Механобра)

Г. Загрузка стержней

На многих фабриках, оборудованных стержневыми мельницами, операция загрузки стержней механизирована. Простейшей механизацией является применение приспособлений, изображенных на рис. 198. Стержни загружаются двумя ярусами (по 5 шт.) в металлический короб, имеющий по длине несколько роликов, и стопорятся в нем зажимами. Затем короб, подвешенный на крюк крана, вводится передним концом в горловину предварительно остановленной мельницы, после чего второй конец его приподнимается краном. При определенном угле наклона поворот прекращают, стопоры растормаживают, и стержни под действием собственного веса скатываются по роликам в барабан мельницы. С помощью этого приспособления один рабочий и крановщик догружают порцию стержней в течение 1—2 мин.

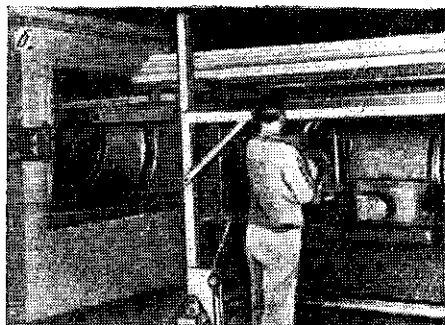
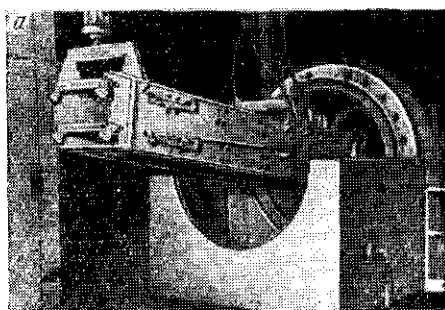


Рис. 198. Приспособления для загрузки стержней:

а — поворотный короб (фабрика «Оливер»); б — переносной моторный станок (фабрика «Анаконда»)

Стержни могут быть загружены в мельницу вручную с помощью специального станка с рольгангом, переносимого краном и устанавливаемого против мельницы. Поворачивая рычаг, оператор скатывает стержни, каждый раз по одному, на стрелу, введенную в горловину цапфы, и проталкивает стержень вручную по желобчатым роликам (рольгангу), укрепленным на стреле.

Усовершенствованным вариантом является моторный стержнезагрузочный станок (рис. 198, б), в котором ролики для перемещения стержней приводятся в движение электродвигателями (моторный рольганг). Во всем остальном ход процесса загрузки вполне сходен с предыдущим.

Институтом Механобр сконструировано стержнезагрузочное приспособление в виде станка 1 (рис. 199) с пневматическим толкателем для стержней. Станок переносится краном. Стержни 4 укладываются на платформу 2 по 4—5 шт. Поворотом заслонки сжатого воздуха приводится в действие малый цилиндр 3, которым один стержень 4 сбрасывается на стрелу 5, имеющую ролики 6. Второй пневматический цилиндр 7 вталкивает стержень в мельницу 8. Расчетная производительность станка — 10 стержней за 5 мин.

На Оленегорской обогатительной фабрике изготовлен и опробован сконструированный Г. И. Кабаковым и А. Г. Мухиным [6], станок для автоматической загрузки стержней (рис. 200). Станок работает следующим образом. Станина 11 устанавливается против горловины мельницы на специальной фундаментной плите 1 и крепится к ней винтом 2. После закрепления станины на месте на нее с помощью крана устанавливается контейнер 12 с находящимися внутри него стержнями 3, предназначенными для загрузки в стержневую мельницу. Пальцы 5, удерживающие

стержни в контейнере, вынимаются после того, как стержни опустятся, садясь на плечи рычагов 4 со стержнями 7, 8 механизма 13.

Перед началом загрузки стержней мельницу останавливают и включают электродвигатель 14. Он приводит в движение стрелу 15, которая перемещается, опираясь на направляющие ролики 6 станины. Стрела 15

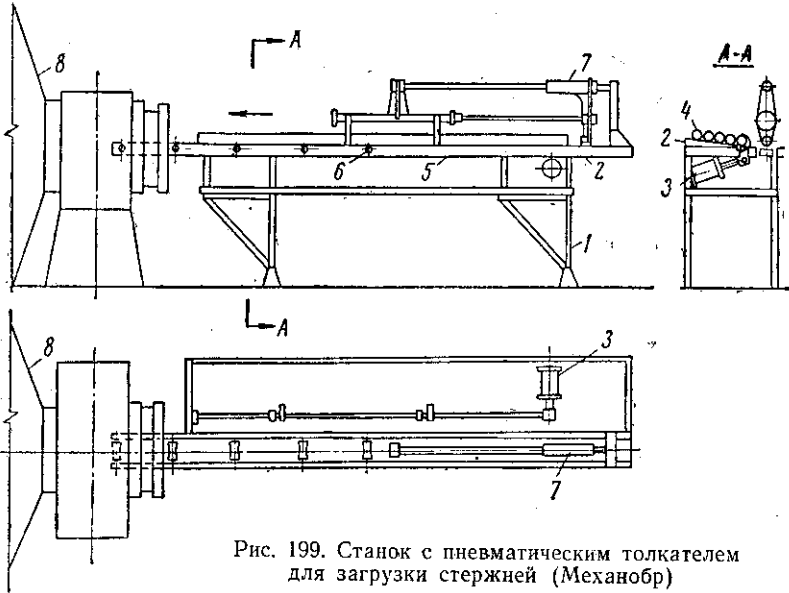


Рис. 199. Станок с пневматическим толкателем для загрузки стержней (Механобр)

входит в горловину мельницы, а затем автоматически возвращается в исходное положение. Одновременно с этим толкатель 16 передвигается в направляющих пазах по стреле 15.

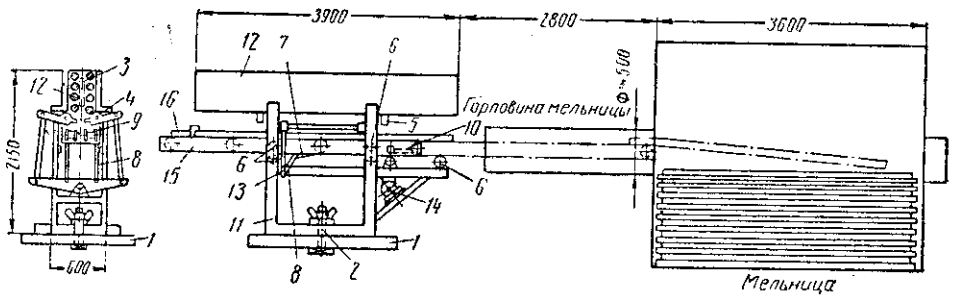


Рис. 200. Стержнепогрузочный станок с электрическим толкателем (Оленегорская фабрика)

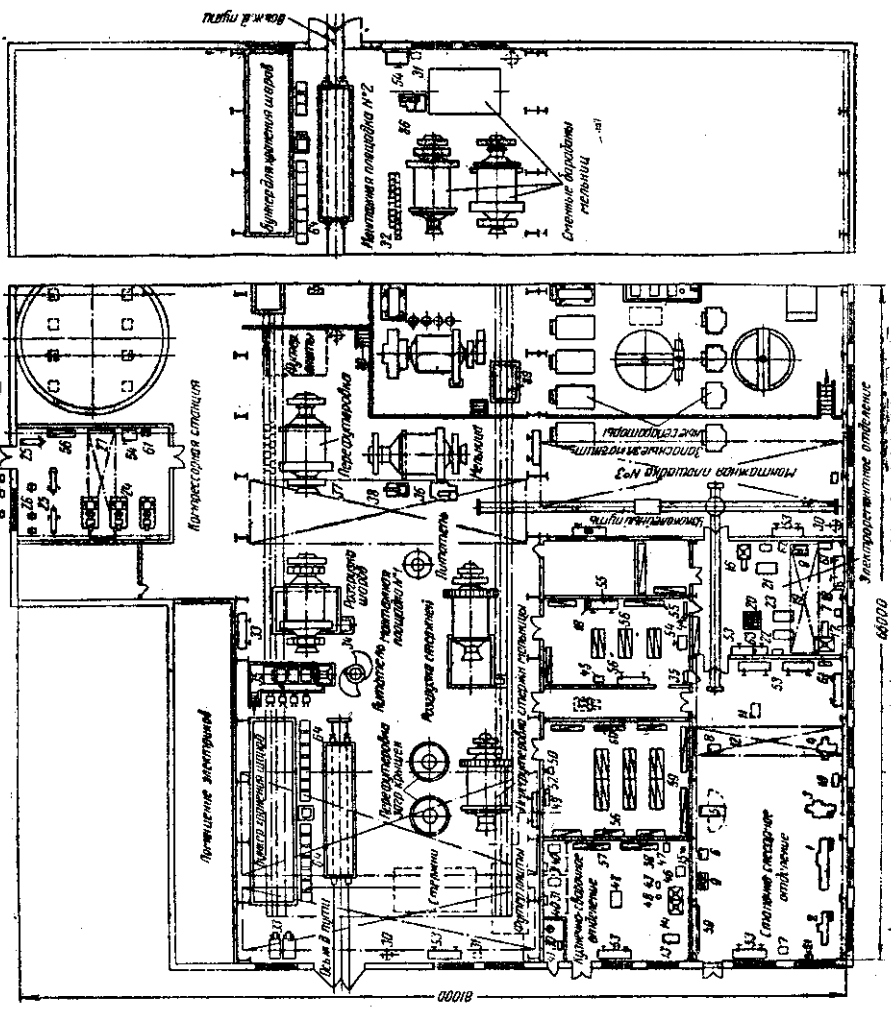
При отходе назад стрелы 15 и толкателя 16 происходит зацепление стрелы с механизмом 13, который сбрасывает один стержень на левую или правую половину стрелы. Стержень укладывается на желобчатые ролики 9 и 10. В результате одновременного движения стрелы и толкателя вперед стержень плавно заводится в горловину мельницы. Затем толкатель сбрасывает стержень внутрь мельницы, как показано на схеме.

При следующем обратном отходе стрелы и толкателя из другой секции контейнера выбрасывается второй стержень.

Загрузка стержней в мельницу продолжается в описанном порядке до тех пор, пока не опорожнится весь контейнер.

Рис. 201. Ремонтно-монтажная площадка главного корпуса (по типовому проекту Механобр):

- 1 — токарно-винторезный станок 300 X 3000; 2 — токарно-винторезный станок 210 X 1500; 3 — поперечно-строгальный станок; 4 — универсально-фрезерный станок; 5 — радиально-сверлильный станок; 6 — вертикально-сверлильный станок; 7 — обдирочно-токарный станок; 8 — отрезной станок с ножовочной пилой; 9 — пресс гидравлический Q = 40 т; 10 — ванна для промывки деталей в керосине 1,2 X 0,6 X 1,0; 11 — плита разметочная 1,5 X 1,0; 12 — электрокран-балка Q = 2 т, L = 14 м с управлением с пола; 13 — монок пневматический кодовый; 14 — горн кузнечный; 15 — вентилятор центральный; 16 — шкаф для обдувки пыли с электродвигателем; 17 — шкаф сушильный однокамерный на 140°С; 18 — настольно-сверлильный станок; 19 — электрокран-балка Q = 5 т, L = 10 м с управлением с пола; 20 — стелд для испытания электро-двигателей; 21 — помост для разборки электродвигателей; 22 — шкаф для стелды; 23 — стол для сборочных работ 18 X 0,9 X 0,8; 24 — компрессор производительностью 10 м³/мин; 25 — воздухоохладитель; 26 — маслоотделитель; 27 — электрокран-балка Q = 2 т, L = 10 м; 28 — аккумуляторный генератор производительностью 2500 а/ч; 29 — баллоны; 30 — бачок; 31 — электросварочный аппарат СТЗ-3; 32 — переносная установка для загрузки стержней в мельницу 3200 X 4500; 33 — электрокран Q = 2 т; 34 — песковый насос вертикальный 0,75; 35 — установка для классификации шаров; 36 — переносная установка для загрузки шаров в мельницу; 37 — край мостовой электрической, магнитный Q = 20/5 т, Q = 26,5 м; 38 — передвижная загрузочная воронка для шаров; 39 — платформа для заправки реторт; 42 — плита гибочная и правильная 1,5 X 1,0; 43 — наковальня кузнечная; 44 — пресс-ножницы комбинированные (передвижные); 45 — ножницы комбинированные; 46 — ларь металлический сварной для угля; 47 — ларь металлический сварной для воды; 48 — ванна металлургическая сварная для инструмента; 49 — весы соевые рычажные Q = 3 т; 50 — весы соевые рычажные Q = 500 т; 51 — тележка ручная Q = 250 кг; 52 — шкальные весы; 53 — верстак слесарный на два рабочих места 3,3 X 0,9 X 0,9; 54 — верстак слесарный на одно рабочее место 1,5 X 0,9 X 0,9; 55 — стол приема и выдачи инструмента; 56 — стеллаж 3,0 X 0,6 X 2,0; 57 — стеллаж 3,75 X 0,6 X 2,0; 58 — стеллаж 4,0 X 0,5 X 2,0; 59 — стеллаж 5,0 X 0,6 X 2,0; 60 — стеллаж 6,0 X 0,6 X 2,0; 61 — шкаф для инструмента; 62 — стол канцелярский; 63 — пресс трехтонный; 64 — металлический сварной контейнер для шаров



Согласно Правилам безопасности, работа на этих приспособлениях допускается только при остановленной мельнице.

Д. Ремонтно-монтажная площадка главного корпуса

На рис. 201 показана планировка ремонтно-механического и шаро-стержневого хозяйства в главном корпусе, принятая в типовом проекте Механобра [7]. Она разработана на основе практики обогатительных фабрик ЮГОК'а, Балхашской и Дзезказганской.

На монтажной площадке пролета измельчения расположены четыре стенда для шаровых и стержневых мельниц. Для мельниц каждого типа предусмотрены два стенда: один для разгрузки измельчающих тел, другой для перефутеровки и хранения резервной мельницы.

На монтажной площадке предусматриваются стенды для ремонта спиралей классификаторов и места хранения запасных спиралей.

Механизированное хозяйство для измельчающих тел запроектировано с учетом опыта его организации на отечественных и зарубежных фабриках. Принято, что шары и стержни подаются на монтажную площадку пролета измельчения платформами по железнодорожной колее. Платформы разгружаются электромагнитным краном; шары загружаются в бункера, а стержни подаются на отведенную для них площадку. Запас шаров и стержней в корпусе — из расчета на 1—2 месяца работы.

Загрузка шарами ведется без остановки мельниц с помощью переносной установки и контейнеров (емкостью 2 т). Последние загружаются шарами из бункера и затем переносятся к мельнице электромагнитным краном. Выгруженные из мельницы шары сортируются на специальной шаросортировке, где выделяется также скрап. Здесь работа также ведется с помощью электромагнитного крана.

Стержни загружаются в мельницы переносной стержневой машиной с пневматическим приводом. С мест их хранения стержни подаются в машину краном по 5—6 шт. одновременно.

Все шаро-стержневое хозяйство обслуживается тремя рабочими, один из которых — крановщик.

При главном корпусе запроектирован центральный ремонтный пункт (ЦРП) как техническая база механика обогатительной фабрики. В ЦРП предусматриваются станочно-слесарное, электроремонтное и сварочно-кузнечное отделения.

Подъемные средства в пролете измельчения представлены тремя электрическими кранами. Один грузоподъемностью $Q = 250/30$ т позволяет производить замену мельниц (с полной загрузкой). Два других крана грузоподъемностью $Q = 20/5$ т снабжены электромагнитами на малых крюках. Краны расположены в два яруса, что обеспечивает наибольшую эффективность их использования.

ГЛАВА XVI

ПОДАЧА РУДЫ В МЕЛЬНИЦЫ

§ 100. Контроль крупности питания мельницы

В инструкциях по технической эксплуатации мельниц указываются кондиции на крупность дробленой руды, поступающей в мельницы. Кондициями устанавливается допустимый предельный остаток на каком-либо сите; например, предусматривается, что дробленая руда должна

содержать не свыше 5% остатка на сите с отверстиями 20 мм, или допускается остаток до 10% на сите с ячейками 12 мм и т. д.

Для определения гранулометрического состава руды регулярно производят ситовые экспресс-анализы проб. Отбор проб, их сокращение и просеивание выполняют работники отдела технического контроля фабрики (ОТК), но обслуживающий мельницу персонал (классификаторщики) должен быть постоянно в курсе результатов анализов, которыми они руководствуются при настройке режима измельчительного агрегата.

Если поступает руда с повышенной по сравнению с нормальной крупностью, то приходится соответственно снижать производительность агрегата, и наоборот, при переработке относительно мелкой руды производительность может быть повышена без изменения крупности конечного продукта, т. е. слива классификатора. Лишь постоянство крупности питания мельниц обеспечивает устойчивость принятого режима измельчения и исключает необходимость частой перерегулировки обслуживаемой аппаратуры.

Нарушения кондиций на крупность питания мельниц (дробленой руды) может происходить по разным причинам.

Во-первых, часто имеют место колебания в твердости и крепости руды, поступающей из различных участков месторождения, в результате чего крупность дробленой руды может изменяться даже при постоянном режиме дробления. Для борьбы с этим явлением рекомендуется усреднение руды на специальных усреднительных складах.

Во-вторых, повышенная крупность дробленой руды может быть следствием тех или иных отступлений от нормального технологического режима дробильной аппаратуры, например, увеличение выпускных щелей в дробилках последней стадии (в результате износа футеровки или других причин) соответственно повышает крупность дробленой руды.

В-третьих, внезапное изменение крупности дробленой руды, поступающей в мельничное отделение, часто обусловлено расслоением (сегрегацией) руды в бункерах. В результате сегрегации руда разделяется в бункере на различные фракции — крупную и мелкую, разгружающиеся из бункера в раздельном виде. Периодические изменения крупности питания, обусловленные сегрегацией, требуют частого изменения рабочего режима агрегатов тонкого измельчения, что затрудняет его работу и приводит к понижению производительности оборудования.

Правила технической эксплуатации измельчительных агрегатов предусматривают поэтому меры по борьбе с сегрегацией в бункерах. Применяют как ручную, так и пневматическую шуровку бункеров; на некоторых обогатительных фабриках в последнее время вводятся механизированные побудители движения руды, например в виде электровибраторов, простукивающих стенки бункеров и понуждающих руду перемещаться внутри бункера равномерным потоком, без сегрегации и без сводообразования (см. § 101).

§ 101. Способы борьбы с зависанием и сегрегацией руды в бункерах

В цепи аппаратов обогатительных и агломерационных фабрик одним из узких мест являются приемные и промежуточные бункера: процесс их опорожнения часто приостанавливается из-за застревания хранимой в бункере руды. Причиной застревания может быть заклинивание, сводообразование, слеживание, зависание и смерзание материала [9].

Второе осложняющее эксплуатацию бункеров явление представляет сегрегация, или расслоение руды при загрузке ее в бункерные ячейки.

В тот период времени, когда разгрузочная тележка 1 (рис. 202, а) заканчивает наполнение воронки 2 над питателем 3, новая порция руды, скатывающаяся по поверхности 4 образовавшейся кучи, расслаивается:

крупные фракции ее движутся по поверхности откоса 4 быстрее, чем мелкие. В результате медочь продолжает накапливаться в пространстве над воронкой 2, в то время как крупные куски 5,двигающиеся с большей скоростью, скатываются к стенке воронки 6 следующего по ходу питателя 7. Таким образом, в левой части ячейки, находящейся над этим питателем, образуется довольно значительный слой крупнокусковой руды. Этот слой будет накапливаться по мере перемещения разгрузочной тележки конвейера (или концевого барабана челнокового питателя) из положения 1 в положение 9.

При разгрузке руды из воронки 6 второго питателя 7 процесс будет идти в обратном порядке. В первую очередь начнет разгружаться мелкая руда, накопившаяся у стенки 8, так как истечение крупной руды, скопившейся у противоположной стенки происходит значительно медленнее из-за способности ее к сводообразованию и зависанию. Слой крупной руды 5 сохраняет свое положение в воронке до тех пор, пока не удалится вся мелкая руда, находящаяся в правой половине воронки вблизи стенки 8. Лишь после этого питатель начнет выдавать более крупную

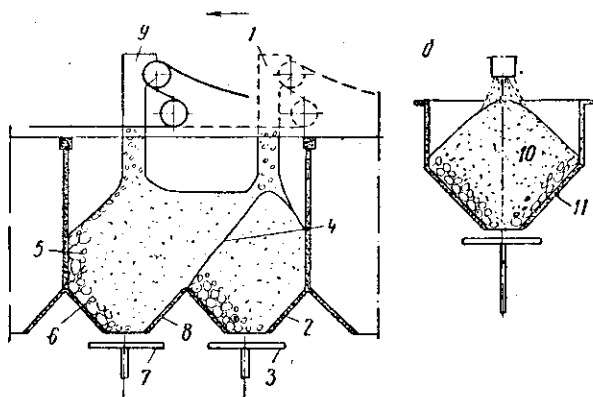


Рис. 202. Расслоение (сегрегация) руды при загрузке бункера:

а — при загрузке бункера перемещающимся конвейером или тележкой; б — при точечной подаче в бункер

руды. Если же подача руды в бункер производится путем периодической (прерывистой) перестановки подающего устройства (рис. 202, б), то при загрузке бункера руда сыпается в него в виде конусообразной кучи, по поверхности которой скатываются более крупные куски. Угол естественного откоса не одинаков для мелкой и крупнокусковой руды: мелочь задерживается в центральной части кучи, постепенно концентрируясь в средней части бункера 10, в то время как крупные куски, скатившиеся по поверхности откосов, сосредоточиваются на периферии, вблизи стенок 11 бункера 10.

При разгрузке бункера, в котором имела место такого рода сегрегация, через выпускной люк в первую очередь будет выходить мелкая руда центрального столба, а крупные фракции и кусковая руда в основном задержатся у стенок. Поэтому иногда удается опустить уровень руды в бункере таким образом, что почти вся мелкая руда из центральной зоны будет разгружена и лишь после этого начинается выпуск крупной руды.

Наряду с рассмотренным имеет место прямо противоположное явление: когда на свободной поверхности руды, находящейся в бункере, образуется воронка, то по мере расширения такой воронки в нее начинает скатываться крупная руда с периферии; это явление сопровождается обвалами материала. В результате обвалов центральный столб заполняется крупными фракциями, и при выпуске руды из люков на питатель в отдельные моменты на него попадает почти исключительно крупная руда.

Следовательно, во всех случаях сегрегация (расслоение) приводит к переменному во времени гранулометрическому составу подаваемой в мельницу дробленой руды.

Для борьбы с этими явлениями иногда применяется ручная шуровка материала в бункерах, однако она представляет собой трудоемкую и тяжелую операцию, во многих случаях небезопасную для обслуживающего персонала.

Поэтому на ряде передовых фабрик внедряются методы механической шуровки.

Одним из примитивных способов механической шуровки является шуровка материала с помощью различных грузов (рельсов, болванок и т. п.), подвешиваемых внутри бункера на цепях или тросах. Такой груз приводится в возвратно-поступательное движение электрической или ручной лебедкой.

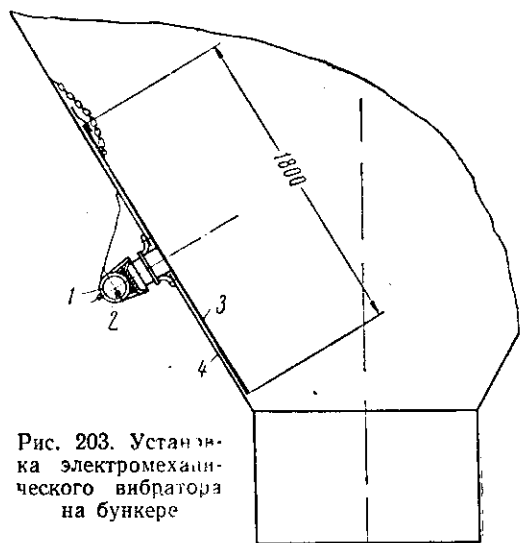


Рис. 203. Установка электромеханического вибратора на бункере

«воздушных копьев». Пики длиной до 7 м изготавливаются из газовой трубы (диаметром 25 мм), один конец которой расплющивается до получения выходной щели 3—4 мм. К другому концу пики подводится сжатый воздух под давлением 3—4 атм.

Этот способ является крайне трудоемким, так как пневматическая пика должна вручную переставляться в процессе шуровки с одного места в другое.

Более распространен метод отдувки руды сжатым воздухом, подаваемым в неподвижные форсунки.

В последнее время начали использовать для шуровки материала в бункерах электромеханические и электромагнитные вибраторы различных конструкций.

Электромеханический вибратор (рис. 203) представляет собой электродвигатель 1 малой мощности (0,4—0,8 квт), на шкив которого насаживается эксцентричный груз-дебаланс 2. Благодаря возникающей центробежной силе вращающийся груз заставляет весь двигатель вибрировать, т. е. совершать быстрые колебательные движения с малым размахом и большой частотой, и тем самым заставляет вибрировать и лист 3, лежащий на внутренней поверхности стенки 4 бункера. В результате

Недостаток этого способа состоит в том, что опускание груза здесь может происходить только под влиянием собственного веса, что в некоторых случаях, например при значительной толщине слоя материала, неосуществимо. Поэтому такой способ шуровки, практически оказавшийся малоэффективным, не может быть рекомендован к широкому внедрению.

К другому виду механической шуровки материала в бункерах относится шуровка с помощью сжатого воздуха. Здесь применяется несколько различных вариантов.

На некоторых обогатительных фабриках шуровка производится с помощью так называемых «воздушных пик» или

вибраций листа крупные куски руды, скапливающиеся у стенок, разгружаются на питатель одновременно с мелочью.

Помимо электромеханических применяются вибраторы, конструкция которых напоминает электромагнит. Такой вибратор состоит из двух основных частей: а) корпуса с якорем и б) каркаса с сердечником и катушкой.

В отличие от дебалансных, электромагнитный вибратор создает возмущающую силу направленного действия. В этом состоит его существенное преимущество.

Институтом Механобр разработан ряд электровибраторов, отличающихся по своей электрической мощности, а следовательно, и по способности приводить в колебательное движение «вибролисты» различных размеров и веса [8].

§ 102. Контроль за количеством поступающей руды

Контроль за количеством руды, подаваемой в единицу времени, осуществляется несколькими способами. Одним из простейших является градуировка питателя на необходимую производительность

На фабриках применяются питатели разнообразных конструкций: тарельчатые, ленточные, маятниковые и др. Высота слоя материала, от которой зависит производительность питателя по выдаче, регулируется перемещением заслонок, разгрузочных ножей и тому подобных деталей. На передовых фабриках принята как обязательная градуировка такого рода деталей. С этой целью на шиберных заслонках бункера или на передвижных ножах и т. д. помещают шкалу, по которой может быть сразу определена приблизительная пропускная способность питателя. Каждому делению шкалы соответствует определенная производительность, которую фиксируют с помощью конвейерных весов, а при отсутствии таковых — специальными замерами. Время от времени градуировка проверяется контрольными измерениями.

На тех фабриках, где по каким-либо причинам отсутствуют конвейерные весы, замеры производятся путем определения скорости ленты конвейера и замера погонного веса руды, находящейся на ленте. Производительность вычисляется по формуле

$$Q = 3,6qv, \text{ т/ч}, \quad (686)$$

где Q — часовая производительность конвейера, т/ч;

q — погонный вес руды, т. е. количество руды, находящейся на 1 м длины ленты, кг/м;

v — скорость движения конвейерной ленты, м/сек.

На тех фабриках, где установлены конвейерные весы, показания весов также должны время от времени контролироваться с помощью непосредственного замера производительности конвейера, так как погрешность в показаниях весов практически неизбежна. Она происходит от самых разнообразных причин, например от утяжеления самой ленты конвейера в результате налипания мелочи, от изменения ее натяжения после ремонта и т. д. Поэтому следует рассмотреть практические приемы замера скорости ленты v и погонного веса руды q .

Скорость ленты определяется нанесением краской на конвейерную ленту метки (черты) A , а на неподвижную раму конвейера — двух меток B и C , отстоящих друг от друга на определенном расстоянии, например 10 или 20 м и т. д. По секундомеру отмечают время, необходимое для пробега точкой A пути между двумя неподвижными метками (B и C). Разделяя расстояние BC на время движения, определяют скорость движения ленты v (м/сек).

Для определения погонного веса руды q применяют три способа: а) сьем руды с остановленной ленты; б) сьем руды лодочкой; в) отсечку струи, разгружаемой с барабана.

При первом способе груженный конвейер останавливают на короткое время и, отмеряя на ленте участок длиной в 1 м, снимают весь материал, находящийся на этом метровом участке, после чего взвешивают отобранную пробу. Вес ее даст искомую величину q .

Этот способ замера погонного веса требует остановки конвейера (на 20—30 сек) и является не вполне удобным. Поэтому часто пользуются методом «лодочки». В конце конвейера, на участке между хвостовым барабаном и точкой загрузки, на грузовую ветвь укладывают металлическую лист (лодочку) длиной около 1 м. Пройдя вместе с лентой под лотком питателя, лодочка загрузится рудой. Рядом с конвейером устанавливают опору, на которую быстро сдвигают загруженную лодочку. Затем на ней отмеряют какой-либо отрезок, например длиной 1 м, аккуратно снимают весь находящийся на этом участке материал (по всей ширине листа), взвешивают снятую пробу и находят таким образом погонную нагрузку q ленты конвейера.

На тех фабриках, где имеется достаточный перепад высоты между точкой загрузки конвейера и пунктом приема руды в последующий аппарат, применяют третий, более точный способ замера погонной нагрузки, а именно способ отсечки и отвода разгружаемой с ленты струи.

Вблизи разгрузочного барабана конвейера устраивают поворотный желоб, вращающийся на шарнире; в нерабочем положении он не препятствует перегрузке струи и конвейера в приемную воронку.

Для определения погонного веса материала поступают следующим образом.

На ленту конвейера наносят две метки A и B на определенном расстоянии L друг от друга, а на раме — точку C . Пробоотборщик, стоящий у желоба, наблюдает за лентой, и в тот момент, когда метка A оказалась над точкой C неподвижной станины, он быстрым движением поворачивает желоб рукояткой в положение отвода струи. До тех пор, пока к точке C не подойдет вторая метка B , желоб сбрасывает струю руды в тару, установленную на десятичных весах. В момент прихода метки B в точку C пробоотборщик переводит желоб в нормальное положение и прекращает отвод струи. Отобранную в тару пробу взвешивают. Зная ее вес, легко найти погонный вес материала q , доля вес отобранной пробы на расстояние L между метками A и B . В зависимости от производительности конвейера расстояние L берется в пределах 2—5 м.

Взвесив пробу, ее сбрасывают в приемную воронку, присоединяя к общей струе.

После того как определены v и q , производительность конвейера находят по формуле (686). Например, определяя скорость конвейера, нашли $v = 1,1$ м/сек, а на 1 м длины ленты оказалось $q = 4$ кг/м руды; отсюда по формуле (686) производительность конвейера составляет

$$Q = 3,6qv = 3,6 \cdot 4 \cdot 1,1 = 15,9 \text{ т/ч.}$$

Для того чтобы каждый раз не проделывать расчета, можно пользоваться предварительно составленной специальной таблицей, где в первой графе приведена скорость ленты, во второй графе даются различные погонные веса и в третьей графе указана отвечающая им часовая производительность конвейера Q . Заготовив подобную таблицу и измеряя каждый раз только погонный вес материала, можно быстро определить производительность.

Время от времени скорость ленты необходимо проверять, например, с промежутками в 10—15 дней. Если она по каким-либо причинам изменилась, расчетную таблицу составляют заново.

На основании почасовых замеров производительности конвейера или по показаниям конвейерных весов составляют график подачи дробленой руды в мельницу. Такой график дает возможность оценить степень разномерности подачи руды и частоту отклонений от средней производительности, заданной по инструкции.

§ 103. Автоматические конвейерные весы

На крупных фабриках количество пропущенной руды, или тоннаж конвейера, устанавливается, как правило, по показаниям конвейерных весов. Принцип действия автоматических весов основан на том, что они одновременно учитывают как погонный вес материала q , замеряя количество руды, приходящееся на данный отрезок или на 1 пог. м ленты конвейера, так и скорость движения самой ленты v . В результате автоматического перемножения этих величин весы регистрируют общее количество руды, пропущенной за данный промежуток времени.

Известны весы отечественного изготовления двух систем: «Госметр» и типа ЛТ.

Определить часовую производительность конвейера по показаниям конвейерных весов «Госметр» можно тремя способами.

Первый, простейший, способ состоит в том, что в определенный момент времени замечают и записывают показание счетчика, засекая время по часам или по секундомеру. Через несколько минут снова отмечают второе показание. Разделяя разность показаний на время (в минутах), находят производительность в тоннах в минуту, что переводят затем в тонны в час.

Второй способ основан на том, что в большинстве выпускаемых конвейерных весов операции взвешивания производятся циклами, через стандартный промежуток времени T (около 6 сек). Поэтому для того, чтобы, не имея секундомера и не пользуясь часами, определить, с какой производительностью в данный момент работает конвейер, можно поступить следующим образом.

Замечают показание циферблатной стрелки в некоторый момент отсчета. Пусть, например, оно составляет 20 кг; затем отмечают показание после одного цикла взвешивания; положим, что второе показание стрелки 80 кг. Следовательно, за одну операцию или один цикл весы пропустили $80 - 20 = 60$ кг. Так как взвешивание происходит через 6 сек, то полученная цифра отвечает времени движения ленты $T = 6$ сек. Отсюда находим, что в 1 сек пропущено $60 : 6 = 10$ кг/сек. Для перехода к часовой производительности Q (т/ч) достаточно помножить полученную величину на 3600 и разделить на тысячу (для перехода от килограммов к тоннам), иначе говоря, умножить ее на 3,6. В рассматриваемом случае найдем, что часовая производительность ленты составляет $10 \cdot 3,6 = 36$ т/ч.

Применяется иногда и третий способ [10], при котором наблюдают за циферблатной стрелкой до тех пор, пока она не пройдет цифру 0 (ноль) на циферблате; затем следят за количеством «шагов» (скачков), сделанных стрелкой за один полный ее оборот, т. е. до тех пор, пока она снова не пришла к цифре 0. Если, например, оказалось, что стрелка сделала 20 движений (скачков), а полный оборот стрелки соответствует 1000 кг, то это означает, что она за один скачок отметила $1000 : 20 = 50$ кг. Поскольку интервал времени между скачками стрелки, как уже указывалось, составляет 6 сек, полученная цифра дает производительность $50 : 6 = 8,33$ кг/сек. Умножая найденную цифру на 60×60 и переходя к тоннам, получим часовую производительность

$$Q = \frac{60 \cdot 60 \cdot 8,33}{1000} = 3,6 \cdot 8,33 = 30 \text{ т/ч.}$$

Если длительность цикла взвешивания обозначить через T , число движений (скачков) стрелки за один ее полный оборот через m , то часовая производительность

$$Q = 3,6 \frac{1000}{Tm} \text{ т/ч.}$$

Если длительность цикла автоматического взвешивания равна 6 сек, то, подставляя $T = 6$ сек в предыдущее выражение, получаем

$$Q = \frac{600}{m}.$$

Например, при числе скачков за один оборот $m = 15$ имеем $Q = \frac{600}{15} = 60$ т/ч; при $m = 20$ будет $Q = 30$ т/ч и т. д.

Продолжительность цикла T рекомендуется уточнить по секундомеру.

Можно составить таблицу, с помощью которой по числу бросков стрелки, сделанных ею за один полный оборот m , сразу определяется часовая производительность.

Рассмотренные способы использования конвейерных весов, в особенности наиболее простой третий, следует рекомендовать тем фабрикам, где еще нет самопишущих приборов или весов типа ЛТ.

Недостаток конвейерных весов «Госметр» состоит в том, что они регистрируют только суммарное количество пропущенной руды, а не мгновенную производительность (которая может быть определена только с помощью секундомера). В весах более новой конструкции типа ЛТ, этот недостаток устранен: помимо счетчика, указывающего общее количество пропущенной руды, весы имеют указатель мгновенной производительности Q .

Конвейерные весы ЛТ состоят из трех основных узлов: весовой платформы с двумя роликоопорами, приводного устройства (барабан с цепной передачей на механизм весов) и коробки, в которой помещены весовой и регистрирующий механизмы. Через окна коробки наблюдаются показания счетчика руды и указателя производительности. В весах этого типа предусмотрена лишь сигнализация о ненормально больших отклонениях погонной нагрузки от среднего значения. При максимальной отодвижке от нормы одной из деталей включается контактный контакт, подающий соответствующий сигнал. Однако при нормальной работе это устройство не используется.

Весы «Госметр» и ЛТ не имеют дистанционной передачи показаний (на расстоянии).

Вместе с тем институтом Механобр разработана и успешно внедрена на обогатительных фабриках система передачи показаний весов «Госметр» на любое расстояние. По этой схеме весы снабжаются контактным устройством KB , сигналы которого передаются по проводам стандартному электроимпульсному счетчику $СЧ$, как схематически показано на рис. 204, а.

Аналогичное положение имеет место и для системы учета мгновенной нагрузки или производительности весов ЛТ. Нальчинский завод «Цветметприбор» разработал систему дистанционной передачи показаний указателя нагрузки весов с применением индукционного датчика $ИД$, встраиваемого в коробку весов, и вторичного прибора типа $ЭПИД$ (рис. 204, б). Этот прибор может быть укомплектован интегрирующим устройством, и тогда необходимость в отдельной системе передачи суммирующих импульсов от счетчика весов ЛТ отпадает [11].

Точность показания весов обычно лежит в пределах $\pm 2\%$, но эта погрешность ($\pm 2\%$) соответствует работе на той средней производительности, на которую рассчитаны конвейерные весы. Однако в тех случаях, когда на ленту подается очень малое количество материала

или, наоборот, когда нагрузка ленты значительно выше расчетной, весы начинают неточно учитывать действительную производительность, допуская значительно большую погрешность. Наконец, если нагрузка превышает максимально допустимую по паспорту, то весы вообще не регистрируют тоннажа, пропущенного сверх разрешаемой максимальной производительности. Ввиду этого необходимо следить за тем, чтобы конвейерные весы работали в условиях, приближающихся к нормальным (расчетным) по производительности.

Для правильной и точной работы конвейерных весов необходим тщательный уход за ними, их регулярная проверка и регулировка. Особое внимание должно быть уделено правильной установке весов.

Одной из причин, искажающих правильность показаний весов, является перекос ленты по ширине платформы.

Далее, показания весов могут быть неверными из-за налипания на холостую и рабочую ветви ленты мелкой руды, наличие которой повышает регистрируемый тоннаж по сравнению с действительным.

В случае перешивки ленты или даже изменения ее начального натяжения, например после ремонта, также необходима регулировка весов (тарирование), которая производится надлежащим перемещением гири (противовеса) на коромысле.

Шкаф с весовым механизмом должен быть всегда запечат; доступ к нему разрешается только специальному обслуживающему весы персоналу (весовому мастеру). Проверка весов должна производиться весовым мастером регулярно, например перед началом каждой смены. Сведения заносятся в специальный журнал, на основе которого производится затем корректировка количества переработанной агрегатом руды.

§ 104. Разделение руды на несколько потоков (рудоделители)

Обычно для разделения разгружаемой с конвейера руды устанавливают специальную делительную воронку с перегородкой, верхняя часть которой заканчивается ножом, укрепленным на шарнире. По идее конструкции струя при надлежащем положении ножа должна делиться на две равные части. Однако делительные воронки подобного типа не оправдали себя на практике из-за крайней неточности работы.

Удачное рудоделительное устройство сконструировано работниками Балхашской обогатительной фабрики (инж. М. М. Городецкий, механик А. А. Рыкунов и др.), которыми внедрен простой и вполне надежный в эксплуатации механический рудоделитель (рис. 205), свободный от перечисленных выше недостатков [10].

Он состоит из неподвижного корпуса 1, имеющего цилиндрическую форму и разветвляющегося внизу на два патрубка 2 и 3. На корпусе 1 укреплен кронштейн 4, в котором помещены шарикоподшипники 5 и 6 вертикального вала 7. На верхний конец вала надет приводной шкив 8, а на нижнем конце укреплен втулка 9, к которой привинчивается вращающийся вместе с валом пустотелый барабан (цилиндр) 10. Сверху он открыт, и руда, разгружаемая с конвейера, направляется по желобу

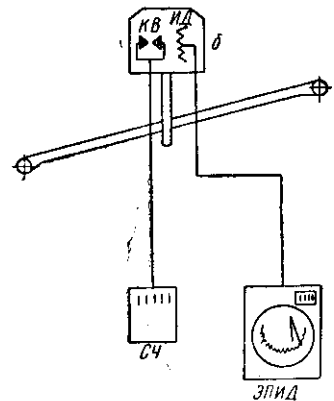
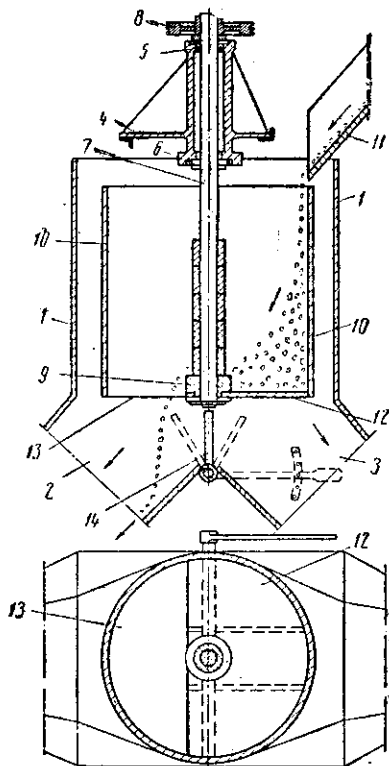


Рис. 204. Схема дистанционной передачи показаний конвейерных весов:

а — системы «Госметр»; б — типа ЛТ; КВ — контактное устройство на весах; СЧ — электроимпульсный счетчик; ИД — индукционный датчик на весах; ЭПИД — вторичный регистрирующий прибор

11 во внутреннюю полость цилиндра. Снизу цилиндр 10 имеет днище 12 только в одной своей половине; почти вся вторая часть днища открыта, образуя окно 13, через которое руда разгружается в желоб 2 (или 3).



Цилиндр 10 вращается вместе с валом 7 как одно целое. В течение полуоборота окно 13 обращено к желобу 2, как показано на схеме, а в течение второй половины оборота — к желобу 3. В результате этого вращающийся цилиндр 10 распределяет руду по кольцевой площади равномерно во времени и в патрубки 2 и 3 попадает одинаковое количество руды (неравномерное разделение потока по обоим направлениям осуществляется с помощью шарнирного ножа 14).

На Балхашской обогатительной фабрике такой рудодельитель безотказно работает в течение нескольких лет, в связи с чем может быть рекомендован для широкого внедрения.

Рис. 205. Вращающийся рудодельитель (Балхашская фабрика)

ГЛАВА XVII

ПОДАЧА ВОДЫ И ВОДНЫЙ РЕЖИМ АГРЕГАТА МОКРОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

§ 105. Содержание твердого в пульпе

Основные приемы регулирования режима мельниц мокрого помола и механических классификаторов основаны на изменении количества руды и воды, подаваемых в агрегат, а следовательно, на изменении влажности промежуточных и конечных продуктов измельчения и классификации.

При мокром измельчении все продукты, кроме исходной руды, представляют собой пульпу, т. е. механическую смесь твердой фазы (руды) и жидкой фазы (воды). Таким образом, пульпой можно считать как разгрузку мельницы, так и пески и слив классификатора.

Относительное содержание в пульпе твердой и жидкой фазы выражается несколькими способами:

1. *Влажность (W)* данного продукта (пульпы). Влажностью называется процентное содержание в продукте воды (по весу).

2. *Содержание твердого*. Процентное содержание твердого (Т, %), или весовая концентрация твердой фазы, равна разности между 100% и выраженной в процентах влажностью.

3. *Отношение содержания твердого к содержанию влаги*. Отношение сокращенно обозначается дробью Т : Ж (по начальным буквам слов

«твердое» и «жидкое»). Это отношение дается, как правило, в весовых единицах; иногда пользуются объемным соотношением, в этом случае применяется термин $T:Ж$ по объему.

4. Обратное отношение $Ж:T$, характеризующее степень разжижения пульпы.

Из приведенных терминов наиболее употребителен «процентное содержание твердого» ($T, \%$). Этот показатель иногда неправильно называют плотностью*.

Для точного определения показателя T прибегают к полному выпариванию влаги из пробы данного продукта (в химической лаборатории). Приближенное, но быстрое определение производят с помощью мерной кружки, имеющей строго определенный объем, например 1 л.

При этом способе необходимо лишь знать объемный вес δ руды в массиве (по старой терминологии — удельный вес). После взвешивания содержимого мерной кружки содержание твердого определяют по формуле

$$T = 100 \frac{p-1}{p} \frac{\delta}{\delta-1}, \quad \%, \quad (687)$$

где T — процентное содержание твердого в пульпе (по весу);

p — вес 1 л пульпы, кг/л;

δ — объемный вес руды в массиве, кг/л.

Если процентное содержание твердого в пульпе T известно, то объемный вес пульпы может быть вычислен по обращенной формуле, являющейся следствием формулы (687), а именно

$$p = \frac{1}{1 - \frac{T}{100} \frac{\delta}{\delta-1}}.$$

Например, при содержании твердого $T = 74,1\%$ и объемном весе руды в массиве $\delta = 3$ кг/л, вес 1 л пульпы равен

$$p = \frac{1}{1 - \frac{74,1}{100} \frac{3}{3-1}} = 1,980 \text{ кг/л.}$$

§ 106. Определение производительности мельницы по балансу воды

Пользуясь показаниями водомера или зная содержание твердого в трех продуктах, можно приближенно определить производительность мельницы, работающей в замкнутом цикле, без конвейерных весов.

Возможны два случая: 1) влажность исходной руды настолько мала, что ею можно пренебречь, считая руду вполне сухой; 2) влажность руды необходимо учесть при балансе.

На рис. 206 показана схема распределения продуктов в цикле измельчения.

Если из классификатора всего выдано в час G_c (т) слива с содержанием твердого T_c (%), то твердая часть слива имела вес $\frac{T_c}{100} G_c$ (т). Но при установившемся режиме это произведение должно равняться часовой подаче руды, т. е.

$$Q = \frac{T_c}{100} G_c. \quad (688)$$

* Под плотностью в физике понимается количество вещества, находящееся в единице объема и выраженное в граммах или других единицах массы. В отличие от нее, вес единицы объема, например вес пульпы, занимающей объем литровой кружки, называется объемным весом (кг/л).

В химической литературе процентному содержанию твердого в смеси соответствует термин «весовая концентрация» (см. [14] стр. 62).

Переходя к балансу воды, имеем в виду, что по показаниям водомера общая часовая подача воды в агрегат равна сумме $(B_M + B_K)$, т/ч. При установившемся режиме такое же количество воды уносится из агрегата со сливом. В последнем содержится воды $\frac{100 - T_c}{100} G_c$, т/ч. Приравнявая приход и расход воды по всему агрегату, имеем

$$(B_M + B_K) = \frac{100 - T_c}{100} G_c. \quad (689)$$

После почленного деления уравнение (688) на равенство (679), находим

$$\frac{Q}{B_M + B_K} = \frac{T_c}{100 - T_c}.$$

Отсюда получаем окончательную формулу для определения производительности агрегата по руде

$$Q = (B_M + B_K) \frac{T_c}{100 - T_c}. \quad (690)$$

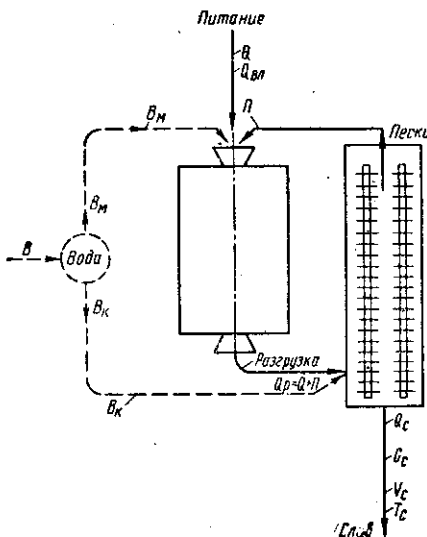


Рис. 206. Схема распределения продуктов в цикле измельчения:

Q — часовое количество твердого; $Q_{вл}$ — часовое количество твердого и воды; Q_c — часовое количество твердой части слива; $П$ — часовое количество песков; B_M — часовое количество воды, подаваемой в мельницу; B_K — часовое количество воды, подаваемой в классификатор; G_c — общее часовое количество слива (твердого и воды); V_c — общий часовой объем слива; T_c — содержание твердого в сливе

Таков метод расчета при подаче сухой руды. Если же необходимо учитывать влагу, содержащуюся в руде, то баланс видоизменяется следующим образом.

Обозначим по-прежнему через Q производительность, считая по сухой части руды, а через $Q_{вл}$ — общее количество влажной сырой руды (т/ч). Влажность руды обозначим через W_0 (%).

Количество сухой части руды Q будет связано с общим количеством сырой руды $Q_{вл}$ соотношением

$$Q = \frac{100 - W_0}{100} Q_{вл}. \quad (691)$$

Уравнение (688) баланса сухой части сохраняет свою силу и в данном случае. Что касается баланса воды, то здесь придется учесть приносимую рудой влагу в количестве $\frac{W_0}{100} Q_{вл}$, т/ч. Эта величина войдет как слагаемое в суммарный приток воды, отчего взамен уравнения (689) баланс воды будет выражен следующим уравнением:

$$(B_M + B_K) + \frac{W_0}{100} Q_{вл} = \frac{100 - T_c}{100} G_c. \quad (691a)$$

Исключая из трех последних уравнений G_c и $Q_{вл}$, найдем производительность агрегата, считая по сухой части руды,

$$Q = \frac{B_m + B_k}{\frac{100 - T_c}{T_c} - \frac{W_0}{100 - W_0}} \quad (692)$$

Легко видеть, что приведенная ранее формула (680) является частным случаем более общей формулы (682), из которой она получается при $W_0 = 0$.

Если найдено Q , то производительность по сырой руде ($Q_{вл}$) найдется с помощью соотношения, согласно которому

$$Q_{вл} = \frac{100}{100 - W_0} Q \quad (693)$$

Для быстрого определения производительности агрегата по показаниям водомера и содержанию твердого в сливе, пользуясь формулой (690) или (692), составляют соответствующие таблицы. В виде примера может служить табл. 68, где влажность руды принята равной $W_0 = 5\%$, а колебания содержания твердого в сливе T_c лежат в пределах от 20 до 30%.

Таблица 68

Определение производительности агрегата по сырой руде ($Q_{вл}$) на основании показаний водомера (при влажности исходной руды $W_0 = 5\%$)

Часовой расход воды (по показаниям водомера) $B_m + B_k$, м ³ /ч	Часовая производительность $Q_{вл}$ (т/ч) при содержании твердого в сливе T_c , %					
	20	22	24	26	28	30
60	16,0	18,6	20,4	22,6	23,3	25,7
62	16,5	19,2	21,1	23,3	24,1	26,6
64	17,0	19,8	21,7	24,1	24,9	27,4
66	17,5	20,4	22,4	24,8	25,7	28,3
68	18,1	21,1	23,1	25,6	26,4	29,1
70	18,6	21,6	23,8	26,3	27,2	30,0
72	19,1	22,3	24,5	27,0	28,0	30,8
74	19,7	22,9	25,2	27,8	28,8	31,7
76	20,2	23,5	25,8	28,6	29,5	32,6
78	20,7	24,1	26,5	29,3	30,3	33,4
80	21,2	24,8	27,2	30,0	31,0	34,2

§ 107. Определение количества песков и циркулирующей нагрузки по балансу воды

Располагая анализами на влажность четырех продуктов — сырой руды, разгрузки мельницы, песков и слива, можно вычислить циркулирующую нагрузку агрегата (C , %) по балансу воды.

Обозначим по-прежнему через Q — часовое количество сухой части руды (т/ч), P — сухой части песков классификатора. Очевидно, что в разгрузке мельницы будет содержаться твердого всего $Q_p = (Q + P)$, т/ч (рис. 206). Эта сумма разделяется в классификаторе на два продукта, из которых $Q_c = Q$ (т/ч) уходит со сливом, а P (т/ч) возвращается в мельницу.

Обозначая, далее, через W влажность того или иного продукта в общем случае и приписывая букве W тот или иной индекс (W_0 — влажность сырой руды, W_p — влажность разгрузки мельницы, W_n — влажность песков, W_c — влажность слива), составим баланс дважды: один раз для мельницы, второй — для классификатора. При этом учитываем, что в мельницу добавляется свежая вода в количестве

B_M ($M^3/ч$), а в классификатор B_K ($M^3/ч$) (рис. 206). Величины B_M и B_K замеряем по водомерам.

Предварительно установим общую формулу перехода от сухой части продукта к приносимой им влаге.

Выше была получена формула (693), связывающая общее количество влажной руды ($Q_{вл}$) и ее сухой части (Q).

Обозначая абсолютное (часовое) количество воды, вносимое рудой в мельницу, через B_0 , найдем последнее как разность

$$B_0 = Q_{вл} - Q. \quad (694)$$

После подстановки $Q_{вл}$ из предыдущего выражения (693) имеем

$$B_0 = \frac{100}{100 - W_0} Q - Q, \quad (695)$$

откуда окончательно

$$B_0 = \frac{W}{100 - W_0} Q = \frac{W_0}{T_0} Q, \quad (696)$$

где через T_0 обозначено содержание твердого во влажном продукте.

Таким образом, для определения количества вносимой продуктом воды B по заданной сухой его части Q достаточно последнюю умножить на дробь, числитель которой равен влажности данного продукта (W), а знаменатель — содержанию твердого (так как $100 - W = T$). Очевидно, что в общем случае формула (696) будет иметь следующий вид:

$$B_i = \frac{W_i}{T_i} Q_i, \quad (697)$$

где индексу i может быть придано любое частное значение. Применительно к пескам, меняя индекс i на Π , получим следующее выражение:

$$B_{\Pi} = \frac{W_{\Pi}}{T_{\Pi}} \Pi, \quad (698)$$

где B_{Π} — количество воды, переносимой песками, $t/ч$;

W_{Π} — влажность песков, %;

T_{Π} — содержание твердого в песках, %;

Π — количество сухой части песков, $t/ч$.

Вполне аналогично напишется выражение для количества воды, выносимого из мельницы продуктом измельчения (разгрузкой):

$$B_p = \frac{W_p}{T_p} (Q + \Pi), \quad (699)$$

где индекс p приписывается величинам, относящимся к разгрузке мельницы.

Наконец, для воды, выносимой сливом из классификатора (меняя индекс i на c), имеем

$$B_c = \frac{W_c}{T_c} Q_c. \quad (700)$$

Переходя к балансу воды в мельнице, имеем (см. рис. 206):

а) общий приход воды в мельницу с рудой, песками и свежей (через водомер)

$$B_0 + B_{\Pi} + B_M;$$

б) расход воды, т. е. выдается воды из мельницы с разгрузкой — B_p . Приравнявая приход расходу, имеем

$$B_0 + B_{\Pi} + B_M = B_p. \quad (701)$$

После подстановки в формулу (701) соответствующих значений B_0 , B_{Π} и B_p из (696), (698) и (699) получаем следующее уравнение баланса:

$$\frac{W_0}{T_0} Q + \frac{W_{\Pi}}{T_{\Pi}} \Pi + B_M = \frac{W_p}{T_p} (Q + \Pi). \quad (702)$$

Совершенно аналогично составляется уравнение баланса воды в классификаторе (см. рис. 206)

$$B_p + B_k = B_{\Pi} + B_c, \quad (703)$$

откуда

$$\frac{W_p}{T_p} (Q + \Pi) + B_k = \frac{W_{\Pi}}{T_{\Pi}} \Pi + \frac{W_c}{T_c} Q_c. \quad (704)$$

Считая величины B_M , B_k и W_0 , W_p , W_{Π} и W_c известными из опыта, а Q_c и Π — подлежащими определению, рассматриваем выражения (702) и (704) как два уравнения с двумя неизвестными. При совместном их решении получим две следующие окончательные формулы*: производительность мельницы, считая по сухой руде,

$$Q = \frac{B_M + B_k}{\frac{W_c}{T_c} - \frac{W_0}{T_0}}, \quad \text{т/ч}; \quad (705)$$

вѣс часового количества песков (считая по сухой их части)

$$\Pi = \frac{B_M \left(\frac{W_c}{T_c} - \frac{W_p}{T_p} \right) - B_k \left(\frac{W_p}{T_p} - \frac{W_0}{T_0} \right)}{\left(\frac{W_p}{T_p} - \frac{W_{\Pi}}{T_{\Pi}} \right) \left(\frac{W_c}{T_c} - \frac{W_0}{T_0} \right)}, \quad \text{т/ч}. \quad (706)$$

Из сопоставления двух последних формул видно, что в то время как для определения производительности Q достаточно иметь только одно (суммарное) показание водомера ($B_M + B_k$), во втором случае, т. е. для вычисления количества песков Π , уже необходимо иметь показания двух водомеров — отдельно для B_M и для B_k .

Если циркулирующая нагрузка C определяется непосредственно, без промежуточного вычисления песков (Π), то, воспользовавшись формулами (705) и (706) и разделив вторую на первую, можно сразу получить формулу для определения C по остальным показателям:

$$C = 100 \frac{B_M \left[\frac{W_c}{T_c} - \frac{W_p}{T_p} \right] - B_k \left[\frac{W_p}{T_p} - \frac{W_0}{T_0} \right]}{(B_M + B_k)} \left[\frac{W_p}{T_p} - \frac{W_{\Pi}}{T_{\Pi}} \right]; \quad (707)$$

§ 108. Содержание твердого в разгрузке мельницы

Содержание твердого в пульпе, находящейся в мельнице, устанавливается на основании следующих соображений.

Чем гуще пульпа, т. е. чем больше содержание в ней твердого, тем медленнее она проходит через рабочее пространство мельницы, тем, следовательно, большее время руда находится под воздействием шаров, тем тоньше окажется готовый продукт.

Наоборот, чем меньше твердого имеется в пульпе, тем она подвижнее и тем с большей скоростью проходит через мельницу; а при коротком времени пребывания в мельнице продукт получается «грубее», т. е. содержит меньшее количество мелких классов.

* Формулы (705), (706) и (707) выведены автором совместно с канд. техн. наук Б. Н. Дубровиным (институт Механобр).

Помимо скорости, для интенсивности процесса измельчения имеет значение и второй фактор — образование слоя рудных зерен на шарах. Чем гуще пульпа, тем большее количество рудных зерен налипает на поверхность шаров и уносится ими при отрыве от барабана мельницы и последующем свободном падении. Одновременно тем интенсивнее оказывается степень налипания зерен и на шары, упавшие ранее. Поэтому при встрече соударяющихся шаров они раздавливают свои «рудные оболочки» и производят обильное выделение мелких и мельчайших осколков руды; продукт становится тоньше.

При малой густоте пульпы эффект налипания ослабевает, измельчение происходит менее интенсивно, продукт помола оказывается грубее.

Таким образом, оба фактора действуют в одном направлении, что позволяет резюмировать следующее общее правило: чем пульпа гуще, тем тоньше помол, и наоборот. При регулировке мельницы это правило используется на практике*. Однако необходимо твердо помнить о сопутствующем явлении: чем гуще пульпа, тем медленнее ее прохождение через рабочее пространство мельницы и, следовательно, тем меньше производительность мельницы.

Поэтому подбирать содержание твердого в пульпе следует так, чтобы, удовлетворяя кондициям на тонкость помола руды, одновременно поддерживать производительность агрегата на наиболее высоком уровне. Такое содержание твердого и будет оптимальным.

Общепринятого и достаточно обоснованного выбора наивыгоднейшей плотности для находящейся в мельнице пульпы в настоящее время еще не имеется. Установленные чисто лабораторными исследованиями соотношения резко расходятся с данными промышленной практики. Так, по исследованиям А. Г. Тунцова [12] оптимальное отношение твердого к жидкому в лабораторной мельнице должно составлять (по объему)

$$T : Ж = 1 : 1,$$

т. е. объем твердой части должен быть равен объему воды*.

Если обозначить через γ объемный вес руды в насыпке, то рекомендуемому Тунцовым отношению $T : Ж = 1 : 1$ будет соответствовать процентное содержание твердого в пульпе, определяемое по следующей формуле:

$$T = 100 \frac{\gamma}{\gamma + 1} \% \quad (708)$$

Если взять, например, руду с объемным весом в массиве $\delta = 2,65 \text{ т/м}^3$, имеющую объемный вес в насыпке $\gamma \approx 0,6$ $\delta = 0,6 \cdot 2,65 = 1,6 \text{ т/м}^3$, то, принимая $T : Ж = 1 : 1$ (по объему), найдем, что этому соотношению отвечает по формуле (708) содержание твердого

$$T = 100 \frac{1,6}{2,6} = 62\% \quad (709)$$

Аналогично для руды, имеющей $\delta = 3,1$ и $\gamma = 0,6 \cdot 3,1 = 1,9 \text{ т/м}^3$, $T = 65\%$ и т. д.

Таковы результаты лабораторных опытов.

В промышленных условиях принимается значительно большее содержание твердого в пульпе: на флотационных фабриках СССР и США наивыгоднейшее содержание твердого в разгрузке мельницы колеблется в пределах от 70 до 82%.

* Это правило неприменимо к мельницам, работающим в некатарактном режиме (см. § 89).

Верхний предел обусловлен тем, что дальнейшее чрезмерное сгущение пульпы приводит к нежелательному усиленному выносу из мельницы мелких шаров и скрапа; нижний предел связан с ограничением величины циркулирующей нагрузки.

Содержание твердого обычно выбирают в зависимости от необходимой тонкости готового продукта.

Можно наметить следующее приближенное правило: если измельчение ведется до сравнительно невысокого содержания класса минус 0,074 мм (200 меш), порядка $\beta_{74}=40-45\%$, то содержание твердого в пульпе поддерживают на относительно низком уровне $T=72-74\%$; в тех случаях, когда требуется большее содержание характерного мелкого класса, например $\beta_{74}=45-50\%$, содержание твердого в разгрузке мельницы должно быть повышено примерно до $76-78\%$; далее, при $\beta=55-60\%$ берут $T=78-80\%$; наконец, при тонком измельчении до $65-70\%$ минус 0,074 мм содержание твердого поддерживают на самом высоком уровне $80-82\%$.

Эти данные относятся к легким рудам с объемным весом в массиве $\delta=2,7-2,85$ т/м³; для тяжелых руд ($\delta=3,2-3,5$) содержание твердого повышается на 2-3% по сравнению с указанным выше.

На практике изменять консистенцию приходится только в случаях переключения мельницы на какой-то новый режим, например при переходе на новую крупность помола. В обычных же случаях установившегося режима классификаторщик не пользуется влиянием этого фактора, поддерживая консистенцию пульпы почти постоянной на заданном оптимальном уровне.

Быстрая оценка содержания твердого в пульпе производится путем взвешивания мерной кружки.

Опытный классификаторщик оценивает содержание твердого по степени текучести пульпы. Сама текучесть разгрузки определяется классификаторщиком по высоте подъема гребня пульпы на конической поверхности разгрузочной горловины. Чем гуще пульпа, тем выше она поднимается горловиной и тем больше будет центральный угол, характеризующий точку отрыва. По величине угла отрыва классификаторщик определяет консистенцию пульпы, т. е. приблизительное содержание твердого в ней.

Содержание твердого в разгрузке мельницы может быть с достаточной точностью определено с помощью гамма-плотностемера [13]. Принцип действия этого прибора основан на ослаблении интенсивности пучка гамма-лучей при прохождении его через пульпу: поглощение, т. е. падение интенсивности лучей, тем больше, чем больше плотность пульпы.

Блок-схема прибора, разработанного Ленинградским физико-техническим институтом, изображена на рис. 207, составными элементами его являются:

источник гамма-лучей, в качестве которого применяется элемент 2 с искусственной радиоактивностью (обычно — изотоп кобальта с атомным номером 60, сокращенно Co^{60}). Он помещается в специальную коробку 1 (контейнер), имеющую узкую щель для пропуска гамма-пучка 3;

приемник гамма-лучей, прошедших через испытуемый объект 4. Прибор 5 является датчиком импульсов для последующей цепи;

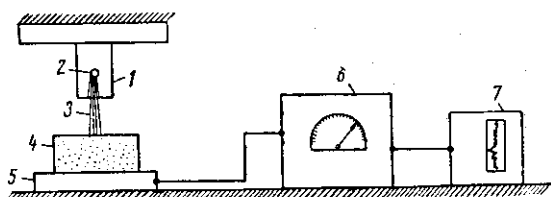


Рис. 207. Блок-схема гамма-плотностемера

прибор 6, на шкале которого стрелка фиксирует измеряемую плотность. Этот прибор проводами связан с датчиком 5;

самопишущий механизм 7, отмечающий на бумажной ленте мгновенную величину плотности.

Прибор для измерения плотности разгрузки мельницы устанавливается следующим образом. В желоб, по которому слой пульпы движется из мельницы в классификатор, погружается контейнер 1 (с кобальтом 2); он жестко закрепляется на определенной высоте над днищем желоба.

Под днищем, точно против щели контейнера 1, помещается датчик 5, являющийся приемником пучка 3. Связанный с ним показывающий прибор 6 выносится на расстояние в несколько метров в пункт, удобный для наблюдения за шкалой плотностемера.

§ 109. Содержание твердого в песках классификатора

Содержание твердого в песках классификатора обычно колеблется в границах от 70 до 84% (для легких руд) и редко переходит за эти пределы. В первой стадии измельчения наиболее часто для этих руд выдерживается $T_{II} \approx 80\%$ (что соответствует 20% влажности); для второй стадии — около 70%. Для тяжелых руд содержание твердого в песках первой стадии поднимается до $T_{II} = 85-88\%$ (например, для железных руд фабрики ЮГОКа).

Если известно содержание твердого в песках T_{II} , их часовое количество Π , задана производительность по исходному Q и фиксировано необходимое содержание твердого в разгрузке мельницы T_p , то уравнение баланса воды имеет следующий вид [см. формулу (702)]:

$$\frac{W_0}{100 - W_0} Q + \frac{100 - T_{II}}{T_{II}} \Pi + B_M = \frac{100 - T_p}{T_p} (Q + \Pi), \quad (710)$$

где W_0 — влажность исходной сырой руды;

B_M — часовой расход воды, подаваемой в мельницу (или в песковый желоб).

Отсюда находится часовое количество добавляемой в мельницу воды

$$B_M = \frac{100 - T_p}{T_p} (Q + \Pi) - \frac{W_0}{100 - W_0} Q - \frac{100 - T_{II}}{T_{II}} \Pi. \quad (711)$$

В зависимости от принятого способа регулирования агрегата расход воды в мельницу B_M может поддерживаться постоянным либо изменяться в известных пределах.

Если задан часовой расход воды в мельницу (B_M), известна производительность агрегата Q и количество песков Π , а также определена влажность того и другого продукта, то содержание твердого в разгрузке мельницы может быть вычислено на основе баланса твердого. Преобразуя формулу (702), получим

$$T_p = 100 \frac{Q + \Pi}{\frac{100}{100 - W_0} Q + \frac{100}{T_{II}} \Pi + B_M}, \quad \% \quad (712)$$

Так, в условиях численного примера: $Q = 42$ т/ч; $\Pi = 100$ т/ч; $W_0 = 0$; $T_{II} = 81\%$; $B_M = 11$ т/ч по формуле (712) находим содержание твердого в разгрузке мельницы:

$$T_p = 100 \frac{42 + 100}{42 + \frac{100}{82} 100 + 11} = 80,5\%.$$

При несколько большем расходе воды, например $B_M = 13,5$ т/ч, содержание твердого понизится до $T_p = 79,4\%$.

§ 110. Определение содержания мелкого класса в сливе по содержанию твердого

Весьма важное значение для управления агрегатом «мельница — классификатор» имеет зависимость между содержанием твердого в сливе и содержанием в нем характерного мелкого класса минус 0,074 мм (или 74 мк).

Следует различать фактическое содержание твердого T и так называемое приведенное $T_{пр}$, соответствующее удельному весу эталонной руды $\delta = 2,7 \text{ т/м}^3$. Связь между ними может быть представлена соотношением

$$T = K_{\delta} T_{пр}, \quad (713)$$

где поправочный коэффициент K_{δ} вычисляется по приближенной эмпирической формуле [14]

$$K_{\delta} = 1 + 0,5(\delta - 2,7). \quad (714)$$

С помощью обобщающего параметра $T_{пр}$ представляется возможным сопоставить показатели работы механических классификаторов различных фабрик.

Если на оси абсцисс диаграммы откладывать содержание класса минус 0,074 мм (β_{74}) в сливе классификатора, а на оси ординат — фактическое (или приведенное) содержание твердого T , то оказывается, что в большинстве случаев экспериментальные точки группируются близко к некоторой прямой линии, уравнение которой может быть найдено по методу подбора коэффициентов.

К сожалению, единой для всех фабрик формулы для определения содержания твердого предложить невозможно ввиду того, что, несмотря на наличие определенной корреляции между T и β_{74} , величина T зависит кроме того от целого ряда условий: от крепости обрабатываемой руды, от принятых для мельницы и классификатора удельных нагрузок, от циркулирующей нагрузки (или соотношения между выходом песков и слива), от эффективности самого процесса классификации и т. д. Поэтому общими формулами могут быть приближенно охарактеризованы лишь средние статистические данные. Так, для речных классификаторов (СССР) как среднестатистические имеют силу уравнения [14]:

$$\left. \begin{aligned} T_{пр} &= 50 - 0,4 \beta_{74}; \\ \beta_{74} &= 125 - 2,5 T_{пр}. \end{aligned} \right\} \quad (715)$$

Для спиральных классификаторов с непогруженной спиралью, как средние соотношения:

$$\left. \begin{aligned} T_{пр} &= 48,3 - 0,35 \beta_{74}; \\ \beta_{74} &= 138 - 2,86 T_{пр}. \end{aligned} \right\} \quad (716)$$

Для гидроциклонов:

$$\left. \begin{aligned} T_{пр} &= 52 - 0,38 \beta_{74}; \\ \beta_{74} &= 137 - 2,63 T_{пр}. \end{aligned} \right\} \quad (717)$$

Во всех случаях отклонения опытных данных от вычисленных могут достигать значительной величины в зависимости от ряда местных условий. Вместе с тем для каждой конкретной фабрики представляется возможным установить корреляционную связь между обоими показателями β_{74} и T , дающую сравнительно небольшие отклонения опытных данных от расчетных. На рис. 208 изображено несколько типичных примеров подобного рода закономерных соотношений. Точками показаны результаты замеров, сплошными линиями — корреляционные прямые, наиболее близкие к опытным точкам.

Сопоставляя частные случаи, можно показать, что для некоторых случаев (Тырны-Аузская, Норильская и Джезказганская фабрики; мельницы 3200×3100, классификаторы — двухспиральные) с достаточной точностью действительна следующая формула:

$$\beta = A - mT = A - \left(\frac{\delta - 1}{2}\right) T, \quad (718)$$

где δ — объемный вес руды в массиве.

Таким образом, угловой коэффициент

$$m = \frac{\delta - 1}{2}. \quad (719)$$

Имеются случаи, когда формула (719) дает резкое отклонение от опытных данных. Это обстоятельство заставляет ввести в формулу некоторый поправочный коэффициент, зависящий от местных условий.

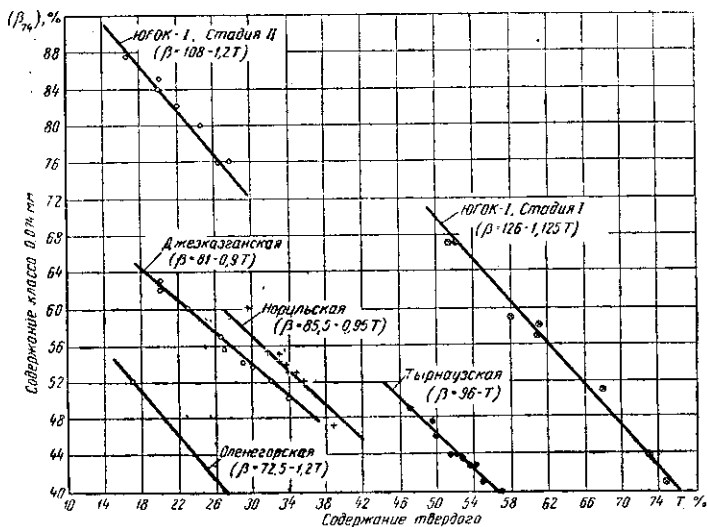


Рис. 208. Зависимость между фактическим содержанием твердого в сливе классификатора и содержанием в нем класса минус 0,074 мм

Методика определения корреляционной зависимости между β_{74} и T может быть пояснена на конкретном примере одной из обогатительных фабрик [14].

На рассматриваемой фабрике велось параллельное определение содержания в сливе твердого (T, %) и класса минус 0,074 мм (β , %). Все они разбиты на группы в которые вошли определения, близкие по величине T (с отклонениями не свыше $\pm 0,5\%$ по T).

По каждой группе выведены средние значения T и β . Графически эти показатели нанесены на рис. 209 в виде усредненных опытных точек (с 1 — по 10). Как видно из графика, все точки располагаются довольно близко к прямой линии и показатели β и T могут быть связаны следующим приближенным уравнением:

$$\beta = 96 - T. \quad (720)$$

Расхождения между вычисленными и опытными (средними по группам) значениями β лежат в пределах $\pm 0,8\%$, что следует признать вполне удовлетворительными с практической точки зрения.

Очевидно, в самом общем случае формула линейной зависимости будет иметь следующий вид:

$$\beta = A - mT. \quad (721)$$

Поскольку точность определения содержания твердого T не уступает точности ситовых анализов, можно вычислять β по формуле (721) взамен прямого определения его по ситовым анализам. Для этого необходимо лишь установить значения коэффициентов, входящих в общую формулу (721), применительно к условиям данной фабрики. В рассматриваемом частном случае коэффициенты оказались равными: $A=96$ и $m=1$. Для других фабрик они получают численные значения, отличающиеся от найденных (см. рис. 208). Но, установив их применительно к конкретной руде (постоянного минералогического состава и крупности) и к конкретным условиям классификации (при постоянстве механического режима мельницы и классификатора), можно определять приблизительное содержание характерного мелкого класса (минус $0,074$ мм) непосредственно по содержанию твердого в сливе. На тех

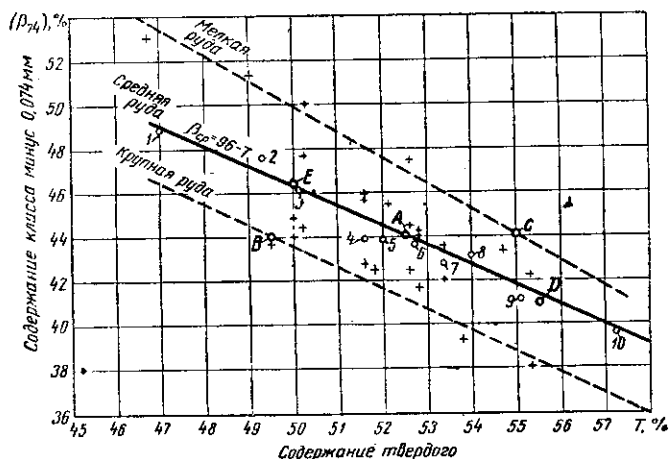


Рис. 209. Корреляция между средними значениями β_{74} и T

фабриках, где установлены самозаписывающие приборы (плотностемеры), шкала самописца может быть разградуирована сразу на содержание мелкого класса β .

Необходимо оговорить, что установленная зависимость типа (721) между T и β относится только к руде с данной измельчаемостью. Если же крупность или твердость руды изменяется в широких пределах, то для каждой разновидности руды должны быть найдены соответствующие коэффициенты уравнения (721).

Прямые, изображенные на рис. 208, относятся к средней по крупности руде для данных фабрик и не учитывают колебания ситового состава руды. Вместе с тем надо считать, что при заметном изменении крупности или твердости дробленой руды (т. е. питания мельницы) для получения слива одного и того же качества должно быть изменено содержание твердого, так как в этих случаях кривая $\beta_{74}=f(T)$ должна изменить свое положение на диаграмме, как показано пунктирными линиями на рис. 209. Если условия измельчения облегчились, то слив с заданным β_{74} можно получить при большем содержании твердого (см. верхнюю пунктирную линию на рис. 209); наоборот, при ухудшении условий потребуется более разжиженный слив с меньшим T (нижняя пунктирная прямая).

Таким образом, существенное изменение крупности или твердости исходного питания или производительности по исходному вызывает необходимость отклонения от заданного нормального режима по плотности слива путем введения соответствующей поправки.

§ 111. Расход воды, подаваемой в классификатор

Количество воды, подаваемой в желоб, который соединяет разгрузочную цапфу мельницы с корытом классификатора, подбирают в зависимости от требуемого содержания твердого в сливе классификатора с учетом влажности разгрузки мельницы.

Для подсчета количества воды, которое необходимо подавать в классификатор, может быть использовано приведенное выше уравнение баланса (704). Решая его относительно B_k (часовое количество воды в классификатор), найдем, что

$$B_k = \frac{W_p}{T_p} \Pi + \frac{W_c}{T_c} Q_c - \frac{W_p}{T_p} (Q + \Pi), \quad (722)$$

где W — влажность;

T — содержание твердого в соответствующем продукте (индекс p — относится к пескам, c — к сливу, p — к разгрузке мельницы);

Π — часовое количество песков;

Q_c — то же, твердой части слива;

Q — то же, разгрузки мельницы.

При изменении производительности (Q , $t/ч$) и расхода воды (B_k), подаваемой в классификатор, изменяется и объем слива, выдаваемого классификатором в единицу времени. Часовой объем слива складывается из объема измельченной руды и всей поданной в агрегат свежей воды. Первое слагаемое определяется как частное $\frac{Q}{\delta}$, где Q — часовая производительность, $t/ч$; δ — объемный вес руды в массиве, $t/м^3$. Второе слагаемое равно $B_m + B_k$.

Таким образом, часовой объем слива равен

$$V_c = \left(\frac{Q}{\delta} + B_m + B_k \right), \quad м^3/ч. \quad (723)$$

Например, в условиях Норильской фабрики при $Q=42 т/ч$, $\delta=2,9 т/м^3$, $B_m=11 м^3/ч$, $B_k=74 м^3/ч$ часовой объем слива по формуле (723)

$$V_c = \frac{42}{2,9} + 11 + 74 = 14,5 + 85 = 99,5 м^3/ч.$$

Для регулярного наблюдения за расходом воды необходимо устанавливать при измельчительном агрегате водомерные приборы; при этом в целях раздельного определения расхода воды в мельницу и в классификатор целесообразна установка двух самостоятельных водомеров.

Поскольку количество подаваемой в мельницу воды определяет скорость измельчения, а воды, подаваемой в классификатор, — содержание в сливе твердого, а следовательно, и тонкость слива, случайные колебания расхода воды во избежание нарушения технологического режима не должны иметь места. Для строгого поддержания заданного расхода необходим постоянный напор воды в водопроводной магистрали. С этой целью на фабрике обязательна установка специальных водонапорных баков с постоянным уровнем воды, поддерживаемым поплавковыми устройствами автоматического действия вне зависимости от ее расхода.

§ 112. Плотностемеры для слива

На отечественных обогатительных фабриках применяются пьезометрические регуляторы плотности слива системы ЦЛА (Центральная лаборатория автоматики, рис. 210) и Механобра (рис. 211).

Принцип действия их основан на измерении веса столба пульпы. С этой целью в корыто классификатора 1 (рис. 210) или в коробку 2 для слива (рис. 211) погружаются две пьезометрические трубки различной длины (пьезометрическая станция). Разность глубины их погружения h остается постоянной. Разность давлений (ΔP) у устьев короткой и длинной трубки равна весу столба пульпы высотой h . Но вес его G определяется произведением площади сечения S трубки на высоту h и на объемный вес ρ пульпы: $G = Sh\rho$. Следовательно, разность давлений $\Delta P = Sh\rho$. Но поскольку сечение S и высота h остаются в приборе постоянными, разность давлений оказывается прямо пропорциональной объемному весу пульпы:

$$\Delta P = K\rho. \quad (724)$$

Величина ΔP непрерывно измеряется по разности противодействия, оказываемого пульпой проходящему через нее сжатому воздуху. Он подается в пьезометрическую станцию от гидрокомпрессора

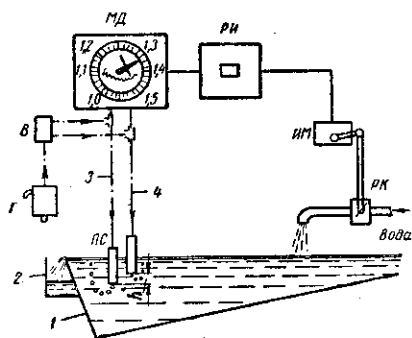


Рис. 210. Регулятор плотности слива системы ЦЛА:

Г — гидрокомпрессор; В — воздушораспределитель; ПС — пьезостанция; МД — мембранный дифманометр; РН — регулятор изодромный; ИМ — исполнительный механизм; РК — регулирующий клапан

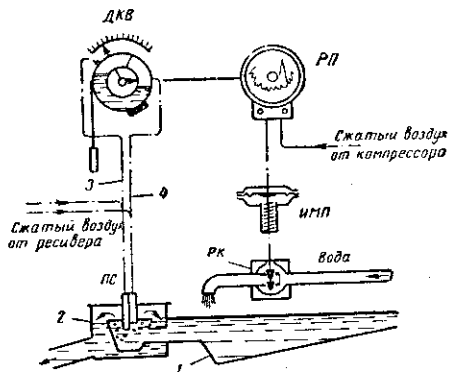


Рис. 211. Регулятор плотности слива системы Механобра:

ПС — пьезостанция; ДКВ — дифманометр типа «кольцевые весы»; РП — регулятор пневматический; ИМП — исполнительный механизм пневматический; РК — регулирующий клапан

(рис. 211) или из ресивера и непрерывно выходит из нижних открытых концов пьезометрических трубок в виде всплывающих воздушных пузырьков. Создающаяся в соединительных трубках 3 и 4 разность давлений воздуха (ΔP) измеряется мембранным дифференциальным манометром (рис. 210) или дифманометром типа «кольцевые весы» (рис. 211).

Обычно шкала дифманометра градуируется непосредственно в единицах плотности или на процентное содержание твердого. Показания могут регистрироваться также самопишущим устройством.

В процессе эксплуатации пьезометрических плотностемеров выяснилось, что точность измерений в значительной степени зависит от способа установки пьезостанции. Одним из наиболее удачных решений является использование специальной измерительной сливной коробки (рис. 211), встраиваемой в корыто 1 классификатора [15].

Применение плотностемеров освобождает обслуживающий персонал от трудоемкой работы по измерению содержания твердого в сливе взвешиванием мерных кружек.

По показаниям плотностемера можно косвенно судить о содержании в сливе расчетного мелкого класса (см. рис. 209).

сте с рудой, а вторая подается в песковый желоб (для транспортирования песков).

Механизм спиралей (или гребковых рам речного классификатора) приводится в движение двигателем 21 (двигатель классификатора).

Для регистрации плотности слива предназначается плотностемер 22 с пьезостанцией 26, а для определения характера шума, издаваемого мельницей, — микрофон 23.

Плотность разгрузки мельницы замеряется гамма-плотностемером 24. Объемный расход слива регистрируется пульпомером 25.

* * *

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.

Как видно из схемы, внешними по отношению к агрегату, помимо свежей воды, являются два потока: поступающая в агрегат руда 5 и удаляющийся в виде слива 20 готовый продукт. При установившемся режиме часовое количество твердого в том и другом равны: $Q = Q_c$.

Внутренними по отношению к агрегату, рассматриваемому в целом, являются: поток песков 16, смесь 8 руды и песков ($Q + P$), поступающая из питателя в мельницу и подвергающаяся в ней измельчению, и, наконец, разгрузка мельницы 11 (Q_p) транспортируемая струей воды 13 по желобу в классификатор.

Таким образом (если не считать подаваемой воды), в агрегате образуется в общей сложности пять содержащих твердую фазу потоков, перемещаемых тем или иным транспортирующим устройством, а именно: 1) поток руды 5 подводится к агрегату конвейером 3; 2) пески 16 подаются от классификатора песковым желобом в питатель 6—7, где смешиваются с рудой; 3) поданную комбинированным питателем пульпу 8 барабан мельницы 9 перемещает внутри мельницы к ее разгрузочному концу; 4) по второму желобу разгрузка мельницы 11, 14 подается в корыто классификатора; 5) слив 20 удаляется из классификатора по сливному желобу.

Каждый из этих 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, ведет наблюдение за главнейшими количественными и качественными технологическими показателями, к числу которых относятся следующие:

1. Исходная руда

а. *Количественным* показателем первого потока является производительность подающего конвейера по исходной руде Q . Часовой тоннаж Q_k определяется по показаниям конвейерных весов.

б. *Качественные показатели* — объемный вес, крупность и измельчаемость исходной руды. В дальнейшем за показатель крупности условно принимается содержание в исходной руде какого-либо крупного класса, иначе суммарный остаток R на сите d (мм). Сравнительная измельчаемость характеризуется соответствующим коэффициентом $K_{изм}$. Эти качественные показатели оцениваются персоналом путем регулярного осмотра находящейся на конвейере руды. Для облегчения визуального наблюдения за крупностью руды иногда применяется специальное приспособление в виде шарнирно закрепленного над конвейером рычажка,

колебания которого сигнализируют о поступлении крупнокускового материала. Приборы для автоматического контроля крупности в настоящее время еще не разработаны.

2. Пески

а. *Количество* выдаваемых классификатором песков Π ($\tau/\text{ч}$) оценивается наблюдениями за толщиной слоя песков на разгрузочной кромке корыта или в песковом желобе; приборами оно регистрируется косвенным путем, например по мощности, потребляемой двигателем классификатора 21 (ДК на рис. 212).

б. *Крупность* песков $R_{\text{п}}$ определяется по ситовым анализам (приближенный способ — оценка крупности на ощупь).

в. *Содержание* влаги в песках устанавливается анализом песков на влажность (оценивается на глаз по текучести песков).

3. Содержимое мельницы

Количество пульпы, находящейся в мельнице, и крупность твердой ее составляющей отдельно не поддаются регистрации, однако и тот, и другой показатель отражаются на интенсивности шума, издаваемого мелющими телами, и на высоте тона их звучания.

Характер шума мельницы определяется персоналом на слух, а при наличии электроакустического прибора (см. микрофон 23, рис. 212) — по связанному с ним амперметру, отградуированному в единицах громкости, например в децибелах (Z).

4. Разгрузка мельницы

а. *Количественный* показатель (Q_p) обычно не регистрируется, но может быть легко определен по сумме:

$$Q_p = Q + \Pi.$$

б. *Качественным* показателем является содержание твердого в разгрузке мельницы T_p . Косвенно оно характеризуется углом отрыва струи, выходящей из разгрузочной горловины: чем больше плотность разгрузки, тем выше положение верхней границы струи на конической поверхности горловины. Для определения плотности может служить гамма-плотностемер (см. рис. 207).

Второй качественный показатель — крупность разгрузки — определяется при опробовании агрегата по ситовым анализам, иногда оценивается на ощупь.

5. Слив классификатора

а. *Количественным* показателем является часовое количество твердой части Q_c и общий объемный расход (дебит) слива V_c ($\text{м}^3/\text{ч}$). При установившемся режиме $Q_c = Q$. Что касается объема V_c , то он приблизительно определяется по уровню слива в приемнике, например в зумпфе насоса, а в некоторых случаях — по контрольным замерам или по расходомеру (пульпомеру) 25 (рис. 212). Постоянство объемного расхода имеет весьма важное значение для последующих обогатительных операций (флотации, магнитной сепарации и т. д.).

б. Основной качественной характеристикой слива является его крупность: содержание мелких и крупных классов в сливе (β_{74}) устанавливается в результате регулярных ситовых анализов.

Косвенным показателем крупности служит содержание твердого T_c в сливе классификатора. Оно либо определяется по весу мерной (пикно-

метрической) кружки, либо регистрируется по показаниям специального прибора — пьезометрического плотностемера 22 (рис. 212).

Помимо перечисленных количественных и качественных показателей основных пяти продуктов (потоков) регистрируют также и другие параметры. К числу их относятся следующие:

Расход воды, подаваемой в мельницу (B_M) как непосредственно, так и через песковый желоб, а также воды, подаваемой в классификатор (B_K). В обоих случаях расход устанавливается по показаниям водомерных приборов или приближенно — по положению штурвалов на водопроводных вентилях, кранах, задвижках.

Потребляемая двигателями мощность N_a (или сила тока). Определяется по ваттметру (или амперметру).

Подводя итоги, перечислим те количественные и качественные показатели, которые характеризуют технологический режим и могут быть названы его технологическими параметрами.

- 1) Исходная руда: Q и Q_K , $m^3/ч$; δ , $кг/л$; R , %; $K_{изм}$;
- 2) Пески: P , $m^3/ч$; β_P , %; T_P , %;
- 3) Содержимое мельницы: Z децибел (единицы громкости шума);
- 4) Разгрузка мельницы: Q_D , $m^3/ч$; β_D , %; T_D , %.
- 5) Слив: Q_C , $m^3/ч$; V_C , $m^3/ч$; β_{74} , %; T_C , % (или p , $кг/л$).
- 6) Вода: B_M , $m^3/ч$; B_K , $m^3/ч$.
- 7) Энергия: N , $квт$.

Таковы 19 важнейших параметров (если считать T_C и p эквивалентными).

Естественно, что одновременно следить за всеми перечисленными показателями весьма затруднительно, поэтому количество практически охватываемых наблюдениями параметров при ручном управлении агрегатом зависит от степени опытности и личных навыков обслуживающего персонала, а при автоматическом — от совершенства системы регулирования.

§ 114. Основные принципы ручного и автоматического регулирования

Проблема управления режимом агрегата, иначе говоря, проблема регулирования, характеризуется четырьмя элементами:

- 1) технологической задачей регулирования;
- 2) принципом действия системы регулирования (иначе продуктами и их параметрами, выбранными в качестве управляющих);
- 3) принятым законом (программой) регулирования (иначе технологической характеристикой системы регулирования);
- 4) практическими способами (приемами) регулирования (или продуктами и их параметрами, выбранными в качестве управляемых).

Во всех случаях основная задача регулирования сводится к получению слива заданной крупности (т. е. определенного гранулометрического состава его твердой части) при максимально возможной производительности агрегата, а также поддержанию объемного расхода слива в заданном пределе.

Что касается принципов регулирования, то все они основываются на наличии определенной зависимости между производительностью агрегата и крупностью слива, с одной стороны, и какими-либо из прочих технологических показателей — с другой. Принцип регулирования, точнее принцип приведения в действие системы регулирующих устройств и приборов, может быть охарактеризован «чувствительным элементом» системы, а при ручном регулировании — тем продуктом и его количественным или качественным технологическим параметром (управляющий параметр), за которым ведет наблюдение классификаторщик; кроме этой характеристики «на входе» в описание принципа

действия иногда включают характеристику «на входе», т. е. указание рабочего органа, выполняющего «команду» регулятора (или классификаторщика).

Закон (или программа) *регулирования* определяется выбранной закономерностью изменения управляющих параметров системы, например их постоянством, или же линейным изменением в функции некоторых других и т. д.

Способ регулирования характеризуется, во-первых, тем технологическим параметром, на который воздействует регулирующая система (управляемый параметр), и, во-вторых, характером изменения этого управляемого параметра.

Выбранный закон (программа) и способ регулирования определяют технологическую характеристику системы.

Из перечисленных в предыдущем параграфе девятнадцати технологических показателей в настоящее время наиболее важными по своей применимости для процесса регулирования признаны следующие шесть параметров, используемых как управляющие: производительность конвейера по исходной руде (Q_K), количество оборотных песков (Π т/ч), шум мельницы (Z), процентное содержание твердого в разгрузке мельницы (T_p), содержание твердого в сливе классификатора (T_c) и объемный расход слива (V_c , м³/ч). Остальные показатели малопригодны в качестве исходных для регулирования величин, т. е. управляющих параметров.

В соответствии с этим в настоящее время могут быть использованы шесть основных принципов регулирования измельчительного агрегата:

- регулирование по показаниям конвейерных весов (Q_K);
- регулирование по количеству оборотных песков (Π);
- регулирование по шуму мельницы (Z);
- регулирование по плотности разгрузки мельницы (T_p);
- регулирование по плотности слива классификатора (T_c);
- регулирование по объемному расходу слива (V_c);

В основу любой системы регулирования как ручной, так и автоматизированной кладется либо один из этих принципов, либо сочетание двух, трех или более. В случае использования двух или нескольких принципов один из них является главным, а прочие играют вспомогательную роль и используются лишь для корректировки.

Перечисленные шесть параметров действуют на «входе» в систему регулирования.

После того как выбран принцип действий системы, устанавливается закон регулирования, а затем разрабатываются практические приемы или способы регулирования, осуществляющие поддержание заданного режима на основе применения тех или иных принципов.

Как уже говорилось, управляемыми параметрами (на «выходе» системы) могут быть только три: производительность питателя по исходной руде Q , количество свежей воды, подаваемой в мельницу (B_M), и воды, идущей в классификатор (B_K). Каждый из этих трех параметров может иметь только одно из двух возможных значений: он либо остается постоянным ($= \text{const}$), либо изменяется ($\neq \text{const}$). Поэтому теоретически возможно всего $2^3 = 8$ сочетаний, представленных в табл. 69.

Нетрудно видеть, что технологический смысл имеют только первые четыре варианта, остальные не представляют практического интереса.

Регулирование по показаниям конвейерных весов. Простейшим является регулирование по показаниям конвейерных весов 4 (см. рис. 212). В этом случае управляющим параметром является производительность конвейера по подаче руды в мельницу Q_K .

Закон регулирования с помощью этих показаний может назначаться различный. Например, при ручном регулировании классификаторщик устанавливает ту или иную производительность питателя Q в зависимо-

сти от крупности руды и, пользуясь показаниями весов Q_k , поддерживает производительность на выбранном уровне.

В системах автоматического регулирования также используются показания весов для изменения управляемых параметров путем воздействия на соответствующие рабочие органы.

Т а б л и ц а 69

Возможные сочетания регулируемых параметров

Вариант	Значения параметров		
	производительность по руде Q	вода, подаваемая в мельницу, B_M	вода, подаваемая в классификатор, B_K
I	$Q = \text{const}$	$B_M \neq \text{const}$	$B_K \neq \text{const}$
II	$Q \neq \text{const}$	$B_M \neq \text{const}$	$B_K \neq \text{const}$
III	$Q \neq \text{const}$	$B_M = \text{const}$	$B_K = \text{const}$
IV	$Q \neq \text{const}$	$B_M = \text{const}$	$B_K \neq \text{const}$
V	$Q \neq \text{const}$	$B_M \neq \text{const}$	$B_K = \text{const}$
VI	$Q = \text{const}$	$B_M = \text{const}$	$B_K \neq \text{const}$
VII	$Q = \text{const}$	$B_M \neq \text{const}$	$B_K = \text{const}$
VIII	$Q = \text{const}$	$B_M = \text{const}$	$B_K = \text{const}$

Регулирование по пескам. При ручном регулировании количество оборотных песков оценивается на глаз. При автоматическом регулировании чувствительным элементом является механизм для транспорта песков — спираль классификатора; количество песков характеризуется величиной крутящего момента двигателя классификатора ДК 21 (см. рис. 212), от которого подается соответствующий сигнал (импульс) на регуляторы системы.

При ручном регулировании этот принцип является вспомогательным или корректирующим, но в автоматической системе он может быть использован и как основной (см. ниже систему регулирования Механобра).

Закон регулирования по пескам на практике применяется в нескольких вариантах. Например, на Норильской фабрике проверялась возможность автоматического регулирования агрегата путем поддержания постоянства часового количества песков: $P = \text{const}$.

В двухимпульсной системе Механобра выдерживается формула

$$P + KQ = C,$$

где C — постоянная величина.

Регулирование по шуму мельницы. Наиболее трудным является наблюдение за шумом мельницы, т. е. за интенсивностью и высотой звука, издаваемого мелющими телами. Шумом характеризуется степень заполнения мельницы рудой и песками, а до некоторой степени и крупность или измельчаемость руды. Регулирование по этому параметру основано на том, что шум, характерный для нормального режима мельницы, изменяется при изменении физических свойств руды. При переходе на питание крупной или трудноизмельчаемой рудой мельница «глохнет» и начинает «шуршать», т. е. шум ослабевает (мельница «шипит»). Это же имеет место при чрезмерной перегрузке мельницы рудой или песками или при чрезмерном уплотнении пульпы.

Наоборот, при подаче мелкой или легкоизмельчаемой руды мельница начинает «греть», т. е. шум усиливается. То же наблюдается и при значительной недогрузке мельницы рудой или песками или при чрезмерном разжижении пульпы.

Таким образом, характер шума позволяет опытному классификаторщику выправлять или налаживать работу мельницы, соответственно увеличивая или уменьшая подачу питания и воды.

Ручное регулирование по шуму требует от мельника большого искусства и поэтому доступно только опытному и квалифицированному персоналу. Однако для автоматизации процесса регулирования использование акустического эффекта не представляет затруднений и осуществляется с помощью специального электроакустического регулятора 23 («электроух» на рис. 212).

Интенсивность шума Z измеряется в единицах силы звука — децибелах — или в каких-либо условных единицах, например в делениях шкалы гальванометра и т. д.

Обычно закон регулирования по шуму как ручного, так и автоматического задается условием $Z = \text{const}$, т. е. интенсивность шума должна поддерживаться на заданном уровне.

Регулирование по плотности разгрузки мельницы. При ручном регулировании наблюдение за плотностью разгрузки мельницы позволяет классификаторщику оценивать степень приспособленности режима к измельчаемости данной руды. Вообще говоря, чем хуже измельчается руда, тем больше должна быть плотность разгрузки. Содержание твердого в разгрузке T_p косвенно характеризуется углом отрыва струи. При автоматическом регулировании T_p замеряется специальным прибором, например гамма-плотностемером 24 (см. рис. 212). Гамма-лучи проходят через слой пульпы и проникают на чувствительный элемент (счетчик Гейгера), преобразующий энергию лучей в электрический импульс.

Закон регулирования задается обычно в виде формулы: плотность разгрузки равна постоянной величине.

Регулирование по плотности слива классификатора. Этот принцип наиболее распространен на практике вследствие своей точности. Прибором, регистрирующим нормальное значение исходного параметра (содержание твердого в сливе и отклонение его от нормы), является плотностемер 22 (см. рис. 212); а при отсутствии его — мерная кружка. При регулировании по плотности слива заданный уровень ее поддерживается соответствующим изменением подачи руды или расхода воды, подводимой в классификатор.

Как при ручном, так и при автоматическом управлении агрегатом закон регулирования задается обычно условием о постоянстве содержания твердого в сливе: $T_c = \text{const}$.

В большинстве случаев плотностемер как регулятор плотности слива в конечном счете воздействует на вентиль B_k , подающий воду в классификатор. При отклонении плотности от заданного уровня вода подается в количестве, необходимом для возвращения плотности к заданной норме.

Регулирование по объемному расходу слива. В последнее время придается все большее значение постоянству часового объема слива классификатора как важному фактору успешной работы флотационного отделения.

Регистратором объема V_c является расходомер или пульпомер 25 (см. рис. 212). При ручном регулировании классификаторщик, следя за показанием пульпомера, соответственно меняет производительность по подаче и расход воды. При автоматической системе эту задачу можно решить путем преобразования показаний пульпомера в команду соответственным исполнительным органам.

Законом регулирования является условие $V_c \approx \text{const}$.

Таковы основные принципы «одноимпульсного» регулирования, применяемые как при ручном, так и при автоматическом управлении измельчительным агрегатом.

Несмотря на свою простоту, одноимпульсные регуляторы не обладают необходимой гибкостью, поэтому на практике системы автоматического регулирования выполняются двух- или многоимпульсными, т. е. в них используется не один, а параллельно два или несколько принци-

пов, соответственно чему они оборудуются не одним, а двумя или несколькими параллельно действующими «чувствительными» элементами.

§ 115. Практические способы ручного и автоматического регулирования

При любом из положенных в основу принципов регулирования все практические способы (приемы) управления агрегатом сводятся в конечном итоге к поддержанию надлежащей производительности по исходной руде и соответствующего расхода воды. Таким образом, объектами регулирования являются руда (управляемый параметр — часовая подача Q , т/ч) и вода (управляемые параметры — расход воды в мельницу B_m и в классификатор B_k , м³/ч).

Как при ручном, так и при автоматическом управлении агрегатом, независимо от принятого принципа, как уже говорилось, применяются следующие практические способы регулирования (см. табл. 69):

1) путем подачи переменного количества воды (в мельницу и в классификатор) при постоянной производительности питателя по исходной руде ($Q = \text{const}$; $B_m \neq \text{const}$ и $B_k \neq \text{const}$);

2) путем одновременного изменения производительности питателя и расхода воды ($Q \neq \text{const}$; $B_m \neq \text{const}$; $B_k \neq \text{const}$);

3) путем изменения только одной производительности при неизменном расходе воды, подаваемой в мельницу и в классификатор ($Q \neq \text{const}$; $B_m = \text{const}$; $B_k = \text{const}$);

4) путем изменения производительности и расхода воды в классификатор, но при постоянной подаче воды в мельницу ($Q \neq \text{const}$; $B_m = \text{const}$; $B_k \neq \text{const}$).

Первый способ ($Q = \text{const}$), применяющийся сравнительно редко, обладает тем недостатком, что при ухудшении измельчаемости руды, например при переходе на более крупную или более крепкую руду, мельница перегружается. Если не уменьшить подачу руды, то, это, во-первых, приводит к загромождению слива и, во-вторых, может привести к завалу мельницы. Поэтому, применяя первый прием — фиксированной производительности по исходному $Q = \text{const}$, необходимо заранее, в запас, даже при «нормальной» руде несколько снизить производительность мельницы по сравнению с максимально возможной. В результате весь измельчительный агрегат остается большую часть времени недоиспользованным.

Второй способ является наиболее распространенным в практике ручного и автоматического регулирования. При этом способе одновременно управляют и производительностью по руде, и расходом воды ($Q \neq \text{const}$; $B_m \neq \text{const}$; $B_k \neq \text{const}$).

Пользуясь этим приемом, обслуживающий персонал ведет управление агрегатом следующим образом. При подаче «нормальной» руды расход воды подбирается так, чтобы обеспечивалось заданное содержание твердого в сливе (например, $T = 52,5\%$ — см. точку *A* на рис. 209). В процессе работы агрегата классификаторщик ведет регулярное наблюдение за плотностью слива, пользуясь для этого мерной кружкой, либо следя за показаниями плотностемера.

Если по каким-либо причинам содержание твердого внезапно упало, например понизилось до $T = 50\%$ (см. точку *E* на рис. 209), то классификаторщик прежде всего восстанавливает плотность до нормы $T = 52,5\%$ путем убавления расхода воды, однако при этом он сейчас же выясняет, что именно явилось причиной изменения плотности. Обнаружив, например, что руда не изменила крупности или измельчаемости, он продолжает вести процесс на пониженном расходе воды (но при нормальной плотности слива), объясняя отклонение расхода от нормы какими-то случайными причинами (например, повышением напора воды в водопроводной сети). Если же при проверке оказалось, что обнаруженное понижение

плотности слива связано с поступлением более крупной руды, то классификаторщик немедленно снижает производительность питателя и возвращается к наблюдению за плотностью, постепенно переводя содержание твердого на более низкий уровень, соответствующий трудноизмельчаемой руде (см. точку *B* на рис. 209).

При работе агрегата может произойти и прямо противоположное явление: плотность слива внезапно повысилась (см. точку *D* на рис. 209). В этом случае классификаторщик сразу же приводит содержание твердого к норме путем добавления воды и исследует причину отклонения. Последняя может быть обусловлена такими факторами, как пониженным давлением в напорном водопроводе или изменением качества исходной руды. Убедившись в последнем, классификаторщик несколько повышает плотность против средней нормы, приводя ее в соответствие с легкой измельчаемостью руды, например повысив содержание твердого до уровня $T=55\%$ (см. точку *C* на рис. 209), и немного повышает производительность питателя. Такой новый режим поддерживается лишь до тех пор, пока исходное питание не станет снова «нормальным». Тогда плотность и производительность нужно вернуть к обычной норме (точка *A*).

По сравнению с другими способами рассмотренный комбинированный требует от обслуживающего персонала значительно больше внимания и является более трудоемким. Поэтому опытные классификаторщики избегают комбинированного метода регулировки и предпочитают регулирование по руде при фиксированном расходе воды в мельницу.

Третий способ, предложенный М. Н. Казенновым [16] ($B_m = \text{const}$ и $B_k = \text{const}$), состоит в том, что строго фиксируют положение кранов, ограничивающих подачу воды в мельницу и в классификатор, и расход воды в процессе регулирования не изменяют, а управление режимом производится только путем надлежащего изменения производительности питателя. Этот прием основан на следующем факте: если для средней или «нормальной» руды установлен некоторый фиксированный расход воды, то этот расход, а следовательно, и плотность слива, обеспечивающая заданное содержание расчетного мелкого класса (например, минус 0,074 мм), должны оставаться постоянными до тех пор, пока идет «нормальная» руда. Когда же ухудшилась ее измельчаемость, например питателем подается более крупная или трудноизмельчаемая руда, то плотность слива должна быть несколько понижена, так как в противном случае в слив будут унесены крупные зерна. Однако необходимое понижение плотности может быть быстро достигнуто соответствующим понижением производительности питателя без изменения расхода воды.

Наоборот, в том случае, когда питателем выдается легкоизмельчаемая (или мелкая) руда, плотность слива может быть несколько повышена, так как при легкоизмельчаемой руде увеличивается количество готовых мелких классов в разгрузке мельницы. В данном случае необходимое повышение плотности слива (при постоянном расходе воды) может быть достигнуто за счет некоторого увеличения производительности питателя без изменения расхода воды в классификатор.

Рассматриваемый способ применяется в настоящее время на некоторых обогатительных фабриках: расход воды, подаваемой в мельницу и классификатор, остается постоянным, фиксированным, а вся регулировка сводится только к управлению питателем.

Четвертый способ, предложенный сравнительно недавно, представляет собой усовершенствование предыдущего. При этом способе меняется производительность питателя ($Q \neq \text{const}$) и постоянной остается только подача воды в мельницу ($B_m = \text{const}$); что же касается расхода воды (B_k), добавляемой в классификатор, то он несколько изменяется по ранее заданному закону. В качестве возможных вариантов намечено

два: линейное изменение плотности слива T_c в функции производительности (предложено Е. Л. Крицким [17]) и линейное изменение расхода воды V_k в функции производительности (предложено В. А. Олевским [18]).

§ 116. Стабилизация режимов и способы регулирования

Процесс перехода от одного режима к другому и стабилизация процесса наглядно иллюстрируются схематически на диаграмме рис. 213, которая дополняет предыдущую диаграмму (см. рис. 209). На оси абсцисс ее отложено время t (в часах), на оси ординат — содержание твердого в сливе T (в процентах).

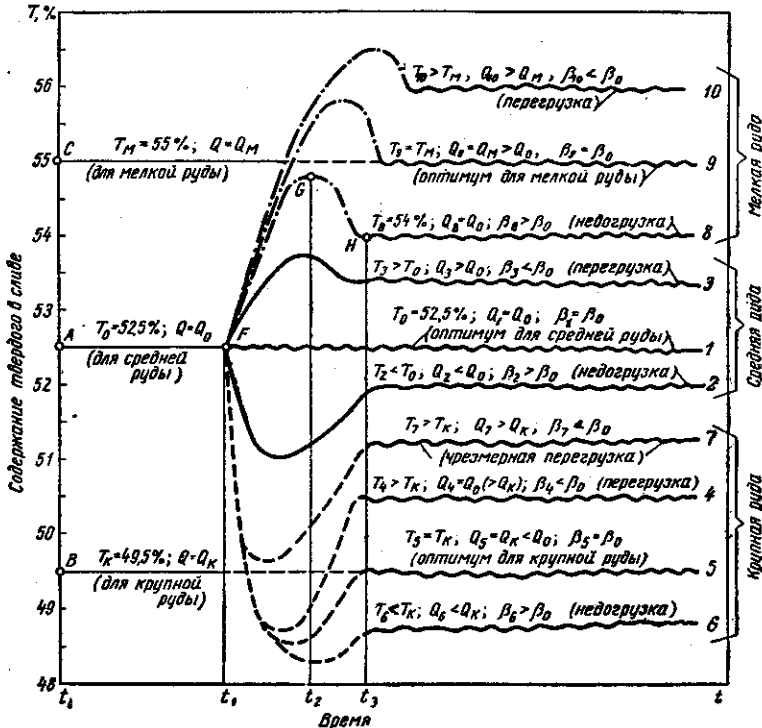


Рис. 213. Стабилизация режимов (схематическая диаграмма)

Положим, что в момент начала наблюдения t_0 в мельницу поступала «нормальная» средняя руда при нормальной производительности агрегата $Q_0 = 50$ т/ч, а плотность слива классификатора была отрегулирована на $T_0 = 52,5\%$, чему соответствует $\beta_0 = 44\%$ (класса минус 0,074 мм). Такой режим поддерживался в течение первого периода от t_0 до t_1 , когда оставались постоянными все показатели, в том числе $T_0 = \text{const}$. Этот режим характеризуется средней прямой AF на диаграмме (переходящей в волнистую 1).

Помимо этой ($T_0 = 52,5\%$) на рис. 213 имеются еще две прямые, одна из которых ($T_M = 55\%$, начинающаяся в точке C и переходящая в волнистую 9) расположена выше средней и характеризует режим, требующийся для мелкой руды, а вторая прямая ($T_K = 49,5\%$, начинающаяся в точке B и переходящая в волнистую 5) относится к руде повышенной крупности. Эти три прямые соответствуют точкам A , C и B рис. 209.

Возвращаясь к случаю измельчения нормальной руды (см. прямую $T_0 = 52,5\%$), допустим, что в некоторый момент t_1 , т. е. по истече-

нии первого периода, качество руды внезапно изменилось и в мельницу начала поступать мелкая, легкоизмельчаемая руда, но производительность питателя осталась на прежнем уровне: $Q_1 = Q_0 = 50$ т/ч (см. точку F на рис. 213). Поскольку в данном случае пульпа, выданная из мельницы, будет содержать большее количество мелких классов, произойдет их всплывание и переход в слив классификатора. От этого плотность слива будет в течение некоторого переходного периода (от t_1 до t_2) повышаться, дойдет до своего максимума (точка G), а затем, в период от t_2 до t_3 (когда пески начнут возвращаться в мельницу в уменьшенном количестве), несколько понизится. В момент t_3 , соответствующий точке H , переходный режим закончится и система стабилизируется. Начиная с точки H , содержание твердого достигнет некоторого нового уровня, например $T_3 = 54\%$. В дальнейшем оно будет характеризоваться волнистой кривой δ , где T_3 больше плотности T_0 , но меньше плотности T_m . Эта кривая будет соответствовать прежней производительности $Q_1 = Q_0$, но содержание мелких классов в сливе будет повышено против нормального ($\beta_1 > \beta_0$). Следовательно, слив будет несколько переизмельчен.

Процесс изменения устойчивого режима, при котором управляющие параметры (в данном случае расход воды и производительность агрегата по исходной руде) не были изменены вмешательством регуляторов, а управляемый параметр (в данном случае плотность слива) перешел на новый устойчивый уровень лишь в результате автоматического изменения режима (вследствие изменения качества руды), можно назвать самовыравниванием или автоматической стабилизацией.

Хотя такой новый самоустанавливающийся режим, характеризующийся на рис. 213 кривой δ , также является устойчивым, тем не менее он не дает достаточно удовлетворительных технологических результатов: производительность Q_1 оказывается меньше возможной Q_m (см. прямую $T_m = 55\%$), а содержание класса минус 0,074 мм повышено против необходимого. Следовательно, режим, характеризующийся кривой δ , оказывается неоптимальным.

Для перехода к оптимальному режиму в данном случае, как видно из диаграммы (см. кривую 9 на рис. 213), необходимо увеличить производительность до некоторого значения $Q_2 = Q_m$, большего Q_0 , причем так, чтобы плотность T_9 оказалась оптимальной для данной мелкой руды ($T_9 = T_m$), т. е. обеспечивающей заданную крупность слива $\beta_9 = \beta_0$. Таким образом, переход на оптимальный для мелкой руды режим возможен только с помощью воздействия персонала (или регулятора) на питатель в сторону надлежащего повышения производительности.

Наконец, при перегрузке агрегата, когда производительность была ошибочно принята выше допустимой ($Q_{10} > Q_m$ — см. кривую 10), плотность превзойдет допустимую для мелкой руды норму T_m и слив окажется недоизмельченным ($\beta_{10} < \beta_0$). Режим, соответствующий кривой 10, также будет устойчивым, но непригодным технологически вследствие недоизмельчения руды и закругнения готового продукта. При таком режиме мельница будет работать с некоторой перегрузкой, так как агрегат был перерегулирован. Если такое перерегулирование будет длиться достаточно долго, т. е. агрегат будет значительно перегружен в течение продолжительного времени, то это может привести к полному завалу системы.

Таковы возможные режимы в условиях подачи относительно мелкой руды.

При переходе на руду повышенной крупности или трудноизмельчаемую кривые установившихся режимов располагаются аналогично первым (кривые 4, 5, 6 на рис. 213).

При небольшом увеличении содержания крупных классов в исходной руде и неизменной производительности агрегата ($Q_4 = Q_0$) плотность слива после окончания переходного периода несколько понизится и установится на уровне T_4 (где $T_0 > T_4 > T_K$, см. кривую 4). Однако слив будет закрупнен ($\beta_4 < \beta_0$). Таким образом, при самовыравнивании без участия регуляторов стабилизация приведет к неоптимальному в технологическом отношении режиму — режиму перегрузки.

Для того чтобы избежать закрупления слива, классификаторщик (или регулятор) должен снизить производительность до некоторого Q_5 , меньшего, чем Q_0 (см. оптимальную кривую 5), тогда плотность слива будет равна той плотности, при которой обеспечиваются заданные условия: $T_5 = T_K$ и $\beta_5 = \beta_0$.

Дальнейшее перерегулирование, т. е. чрезмерное понижение производительности ($Q_6 < Q_K$), приведет к переизмельчению руды и чрезмерному понижению плотности ($T_6 < T_K$), в результате чего слив окажется также чрезмерно замельченным (см. кривую 6, где $\beta_6 > \beta_0$).

Наконец, в целях иллюстрации неправильного приема регулирования на диаграмму нанесена пунктиром кривая 7, характеризующая тот случай, когда при переходе на крупную руду классификаторщик (или регулятор) вместо понижения производительности ошибочно повысил производительность до $Q_7 > Q_0$. В данном случае слив будет резко закрупнен, а при длительной работе на таком неправильном режиме агрегат может быть приведен к полному завалу.

На основе анализа условий стабилизации режимов можно сделать сопоставление различных способов регулирования управляемых параметров.

I способ ($Q = \text{const}$). При этом способе производительность может быть зафиксирована только на самом низком уровне, отвечающем трудноизмельчаемой руде (на рис. 213 такая производительность обозначена символом Q_5). В противном случае, т. е. при фиксации производительности питателя на более высоком уровне (например, Q_4 на рис. 213), агрегат при вынужденном переходе на крупную или трудноизмельчаемую руду не сможет выдавать кондиционный по крупности слив и последний будет закрупнен. Положение не может быть исправлено включением в систему специального регулятора плотности слива, так как принудительное снижение плотности слива неизбежно приведет к непрерывному нарастанию оборотных песков, а следовательно, к завалу агрегата.

Таким образом, при данном способе производительность Q должна быть назначена в расчете на самые худшие условия. В результате этого при работе на средней руде мельница используется неполностью и фактическая среднесменная производительность понижается против возможной на 5—10%.

Ввиду этого способ $Q = \text{const}$, несмотря на его сравнительную простоту, не может быть рекомендован для широкого применения.

II способ (переменная производительность и переменный расход воды) является весьма гибким, так как позволяет легко менять технологический режим, быстро добываясь желаемых результатов. В этом его существенное преимущество.

При изменении крупности и измельчаемости исходной руды одновременно изменяют и производительность по исходному и расход воды в мельницу, причем соотношение между тем и другим остается постоянным.

Основной недостаток данного способа состоит в том, что при изменчивости исходного питания, а следовательно, при изменении расхода воды, одновременно с изменением производительности резко меняется

объемный расход слива, что отрицательно сказывается на работе последующих обогатительных отделений.

III способ, предложенный М. Н. Казенновым, — постоянный расход воды в мельницу и в классификатор при переменной производительности ($B_M = \text{const}$, $B_K = \text{const}$, $Q \neq \text{const}$) — еще является сравнительно мало известным. Основное его преимущество в том, что этот способ обеспечивает почти постоянный объемный расход слива.

Расчеты показывают, что при III способе часовой объем слива колеблется в пределах $\pm 2\%$ среднего. Такие незначительные отклонения позволяют считать, что способ М. Н. Казеннова [$(B_M + B_K) = \text{const}$] обеспечивает практически почти постоянный объемный расход слива.

Особенность этого метода состоит еще и в том, что при колебаниях производительности изменяется содержание твердого в сливе и в разгрузке мельницы.

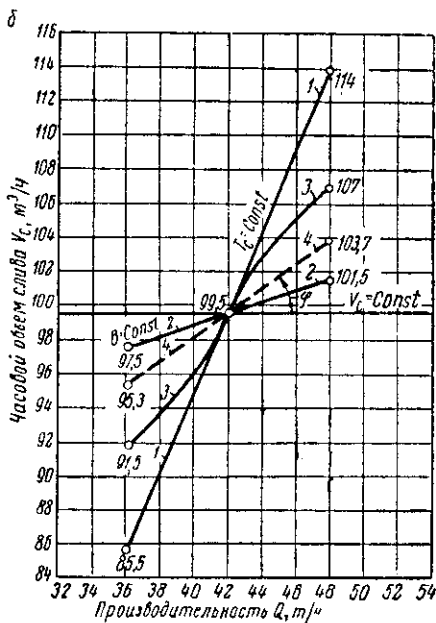
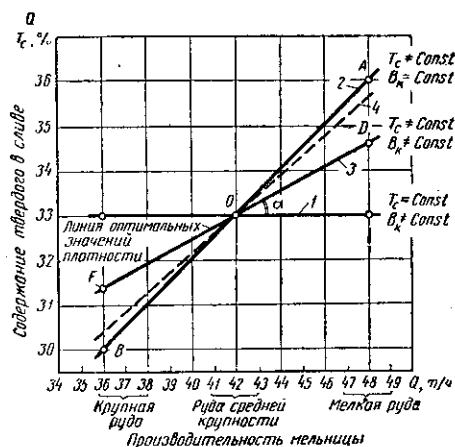


Рис. 214. Содержание твердого в сливе и его объем при разных способах регулирования: 1 — при постоянной плотности слива (метод Г. В. Блюмкина); 2 — при постоянном расходе воды в классификатор (метод М. Н. Казеннова); 3 — при линейном законе изменения плотности (метод Е. Л. Крицкого); 4 — при изменении объемного расхода слива по линейному закону (метод В. А. Олевского)

Расчеты [18] показали, что диапазон колебаний содержания твердого укладывается в пределы $T_c = 30-33-36\%$ (рис. 214, а и б). Но это и есть приблизительно тот диапазон, какого фабрике приходится придерживаться при колебаниях крупности исходного питания мельниц [19].

Основываясь на предположении, что для получения кондиционного слива (одинакового по содержанию расчетного класса) при переработке руды повышенной крупности (т. е. при Q_{\min}) целесообразно некоторое снижение содержания твердого, а при переходе на легкоизмельчаемую мелкую руду (т. е. Q_{\max}) — небольшое повышение по сравнению со средним, можно считать поправку ΔT , даваемую этим способом, вполне приемлемой с технологической точки зрения (прямая 2 на рис. 214, а). При применении данного способа поправка вносится в режим автоматически, лишь в результате фиксации расхода воды $B_K = \text{const}$.

Остается рассмотреть вопрос о содержании твердого в разгрузке мельницы при применении III способа: $B_M = \text{const}$.

На первый взгляд может показаться, что при постоянном расходе воды в мельницу и переменной производительности по руде содержание

твердого в разгрузке мельницы подвержено значительным колебаниям. Однако расчет и практические наблюдения показывают, что в действительности эти колебания незначительны.

Содержание твердого в разгрузке мельницы, например, колеблется в очень узких пределах: от 80,1 до 81,2% при среднем значении 80,5%. Отклонения от среднего составляют лишь доли процента ($\pm 0,3\%$).

IV способ регулирования [18], как уже говорилось, отличается от предыдущего тем, что при переменной производительности расход воды V_m , добавляемой в мельницу, остается постоянным, но выбирается не произвольно, а строго определенным образом, именно так, чтобы обеспечить постоянство плотности разгрузки мельницы: $T_p = \text{const}$.

В этом случае расход V_m является оптимальным.

Расход воды в классификатор (V_k) не остается постоянным, а назначается из того расчета, чтобы объемный расход слива (V_c) удовлетворял заданному линейному закону (прямая 4 на рис. 214, б):

$$V_c = V_{cp} \pm \Delta Q K \operatorname{tg} \varphi. \quad (725)$$

где V_{cp} — расход слива при средней производительности;
 ΔQ — возможные отклонения производительности от среднего значения;

$K \operatorname{tg} \varphi = \frac{V_c - V_{cp}}{\Delta Q}$ — регулировочный коэффициент.

В каждом конкретном случае коэффициент $K \operatorname{tg} \varphi$ выбирается с учетом требований измельчительного и ближайшего к нему по схеме обогащенного отделения фабрики.

Содержание твердого в сливе представится пунктирной прямой 4 на рис. 214, а; наклон прямой можно по желанию изменять в любых требуемых пределах путем надлежащего выбора коэффициента $K \operatorname{tg} \varphi$.

Приведем сводку окончательных формул [18].

Между переменной производительностью и оптимальным количеством песков существует зависимость (формула Г. В. Блюмкина)

$$Q + KP = C, \quad (726)$$

где K и C — константы. Для Норильской фабрики они равны:

$$K = 0,10; \quad C = 52 \text{ т/ч.}$$

Содержание твердого в разгрузке мельницы и расход воды связаны с константами следующими соотношениями:

$$T_p = \frac{T_n}{100} \frac{1-K}{100 - T_n K}; \quad (727)$$

$$V_m = \frac{100 - T_p}{T_p} C, \quad (728)$$

где T_n — содержание твердого в песках.

По вопросу о рациональном расходе воды в мельницу существует несколько точек зрения. Ранее считалось, что между количеством поступающей в мельницу руды и воды должна поддерживаться прямая пропорциональность. Графически этот режим изобразится прямой 1 на рис. 215, где все показатели рассчитаны применительно к Норильской фабрике.

Если принять для $Q_0 = 42$ т/ч расход воды $V_m = 11$ м³/ч, то соотношение между переменными представится в данном случае уравнением

$$V_m = \frac{11}{42} Q. \quad (729)$$

Этому уравнению и соответствует наклонная прямая 1 на рис. 215 (метод Г. В. Блюмкина).

Второй случай

$$B_m = \text{const} = 11 \text{ м}^3/\text{ч}$$

изобразится горизонтальной линией 2 (метод М. Н. Казеннова).

Возможен, далее, случай, когда количество воды принимается обратно пропорциональным производительности по руде. Этому соответствует уравнение

$$B_m = \frac{K}{Q} = \frac{462}{Q} \quad (730)$$

Графически данный случай представлен отрезком гиперболы 3 на рис. 215 (способ, предложенный работниками Норильской фабрики).

Наконец, по предложенному автором книги способу расход воды должен быть найден как оптимальный для данной руды. В рассматриваемом частном случае $B_{m \text{ опт}} = 13,5 \text{ м}^3/\text{ч} = \text{const}$. Ему соответствует пунктирная прямая 4 на рис. 215.

Остановимся на вопросе о практическом использовании метода постоянства расхода воды B_m и B_k (предложенного М. Н. Казенновым) в условиях ручного регулирования процесса измельчения. Положим, что при регулировании или при испытании установлена оптимальная производительность мельницы по исходной руде и выбран расход воды, необходимый для поддержания заданной плотности слива, а следовательно, содержания в нем расчетного мелко-

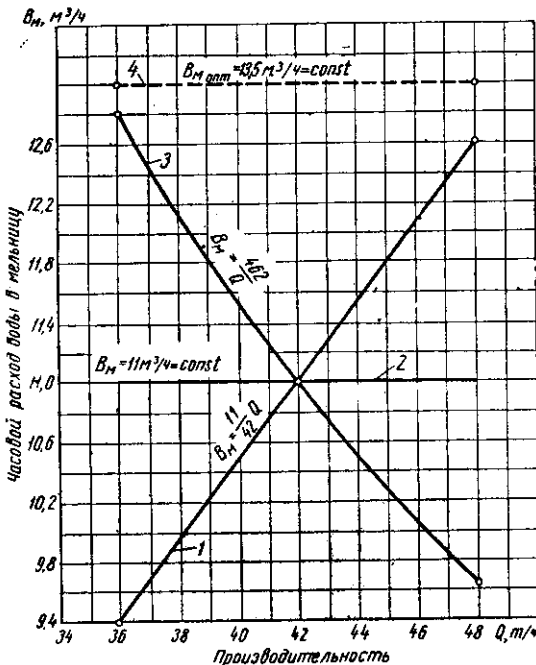


Рис. 215. Расход воды в мельницу при разных способах регулирования

Например, допустим, что нормальная производительность по исходной руде составляет $Q = 50 \text{ т/ч}$, общий расход $B = 96,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ из которого $B_m = 24 \text{ м}^3/\text{ч}$ подается в мельницу, а $B_k = 72,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ — в классификатор (Джезказганская фабрика) [16].

Для того чтобы регулярно контролировать заданный расход воды, на измельчительной установке должны быть предусмотрены по крайней мере два расходомера. Один из них должен измерять параметр B_m , т. е. количество воды, подаваемой в горловину мельницы вместе с исходной рудой, а также в песковый желоб для транспорта песков из классификатора в мельницу. Второй замеряет количество воды B_k , подаваемой в классификатор (в желоб для транспортировки пульпы из мельницы в корыто классификатора, а также в зону сухих песков для их орошения).

Если на фабрике почему-либо не имеется расходомеров, то количество воды можно контролировать по положению штурвала задвижки. Предварительно, с помощью секундомера и мерного сосуда для воды, задвижка тарируется так, что определенному положению ее шпинделя соответствует заранее известный расход воды.

Процентное содержание твердого в сливе определяется по показаниям пьезометрического плотностемера, а при отсутствии его — по весу мерной кружки.

Допустим, что мельница вначале работала нормально на «средней» руде с заданной производительностью и средним заданным содержанием твердого в сливе, выдавая продукт с необходимым содержанием расчетного мелкого класса (кривая 1 на рис. 213).

I случай. Положим, что в результате каких-то случайных причин обнаружилось отклонение плотности слива от заданного в сторону его разжижения; например, содержание твердого упало на 2—3% против нормы. Для того чтобы установить причину этого, необходимо «прослушать» мельницу и проверить показания конвейерных весов. Здесь возможны два варианта.

а) *Разжижение* слива может сопровождаться усилением шума мелющих тел. При прослушивании мельницы обнаруживается, что шары начинают стучать. Причиной этого является недогруз мельницы рудой. Конвейерные весы подтверждают это предположение. Следовательно, в данном случае разжижение слива обусловлено тем, что питатель по каким-либо причинам недогружает мельницу (кривая 2 на рис. 213). Необходимо повысить производительность питателя до нормы (кривая 1).

б) Если при внезапном разжижении слива шум, издаваемый мелющими телами, остается на слух почти нормальным, а конвейерные весы показывают, что производительность питателя также не изменилась, то причину разжижения слива можно объяснить тем, что в мельницу начала поступать сравнительно твердая или крупная руда. В этом случае измельчение происходит менее эффективно, в слив выносится меньшее количество заданного мелкого класса, поэтому он разжижается. Если такой режим будет продолжаться несколько минут, то мельница начнет «глохнуть», так как она будет перегружена песками. Следовательно, в данном случае производительность питателя необходимо уменьшить так, чтобы при постоянном расходе воды содержание твердого в сливе несколько понизилось против среднего, примерно на 2%, т. е. чтобы содержание твердого пришло в соответствие с повышенной крупностью исходной руды (см. кривую 5 на рис. 213).

Неправильное истолкование причины разжижения слива и ошибочная попытка отрегулировать плотность путем уменьшения расхода воды, подаваемой в классификатор, приведут к закруплению готового продукта.

Переходим ко второй группе неполадок.

II случай. Допустим, что содержание твердого в сливе классификатора внезапно повысилось против нормы, например, на 2—3%. Здесь также возможны два варианта.

а) При прослушивании мельницы обнаруживается, что мелющие тела издают заглушенные звуки, мельница как бы «шуршит», иногда глухие удары полностью затухают. Причиной является перегрузка мельницы. Это подтверждается показаниями конвейерных весов: производительность оказалась значительно выше нормы, хотя исходная руда не изменила своих физических свойств. В результате перегрузки мельницы в слив будут уноситься крупные фракции, плотность его ненормально повысится, несмотря на постоянство исходной руды (см. кривую 3 на рис. 213). Для устранения этих неполадок необходимо снизить производительность питателя, приведя ее в соответствие с заданным содержанием твердого в сливе (кривая 1).

б) *Шум* мельницы на слух почти нормальный, а конвейерные весы показывают, что производительность остается неизменной. Следовательно, повышенная плотность слива объясняется тем, что в мельни-

цу подается мелкая или хрупкая руда. Благодаря лучшей ее измельчаемости разгрузка мельницы будет содержать большее количество мелких фракций, которые будут уходить в слив, повышая его плотность.

В данном случае производительность мельницы можно соответственно увеличить. В результате при работе на мелкой руде можно будет выдавать большее количество готового продукта с повышенным содержанием твердого в сливе, но удовлетворяющего кондициям по крупности (кривая 9).

Пользуясь приведенными выше формулами, можно определить, насколько следует повысить или понизить производительность мельницы при неизменном качестве руды для того, чтобы соответствующим образом изменить содержание твердого. Так, например, в условиях Джек-казганской фабрики каждый процент изменения содержания твердого в сливе соответствует изменению производительности примерно на 1 т/ч.

§ 117. Параметры системы автоматического регулирования

Регулирование производственных процессов путем автоматического управления машинами, аппаратами и установками находит самое широкое применение в технике (теория регулирования есть отдел кибернетики). Наиболее подробно в литературе рассматривается регулирование разного рода машин — орудий, механизмов, энергетических агрегатов и т. д., например регулирование скорости вращения двигателей и генераторов, автоматическое управление сложными машинами и станками, управление вычислительными машинами и т. д.

Все агрегаты подобного рода можно объединить под общим названием динамические системы (как чисто механические, так и электромеханические).

Достаточно подробно разработаны также методы регулирования параметров производственных процессов металлургии и химии, таких, как температура, давление, концентрация растворов, расход продуктов и т. д.

В наименьшей степени освещены в литературе задачи регулирования агрегатов, перерабатывающих массовые грузы, такие, как руда, промпродукты и концентраты обогатительных фабрик. Вместе с тем, с точки зрения автоматики, эта область имеет свои характерные особенности. Они состоят, во-первых, в том, что ряд элементов технологических агрегатов используется одновременно и как элементы системы регулирования. Другой особенностью здесь следует считать «многоконтурность» или «многоимпульсность» регулирующих устройств: один какой-либо технологический агрегат управляется одновременно несколькими самостоятельными или связанными между собой регуляторами, что значительно усложняет общую картину по сравнению с более простыми схемами, разработанными для регулирования обычных динамических систем. В отличие от них, рассматриваемые рудообрабатывающие агрегаты кратко можно определить как технологические системы с автоматическим регулированием. Одним из них, в частности, является агрегат для измельчения руды в замкнутом цикле, состоящий из мельницы и какого-либо классификатора — механического, гидравлического, центробежного (гидроциклона) — или же грохота.

В данном случае технологическая система с автоматическим регулированием представляет собой совокупность механических и электромеханических устройств (машин, механизмов, приборов, аппаратов), как транспортирующих и обрабатывающих несколько потоков массовых грузов (продуктов), так и регистрирующих их количественные и качественные показатели.

Все элементы механической части агрегата могут быть разделены на три группы (см. рис. 212);

а) элементы чисто технологического назначения; в рассматриваемом конкретном случае к ним относятся конвейер, барабан мельницы, корыто классификатора, спирали классификатора (вместе с валом и приводным механизмом) и т. д.;

б) элементы, предназначенные для регистрации, замеров и регулирования потоков, — конвейерные весы, полотностемер, звукометрическое устройство и все приборы, включаемые в цепь регулирования (трансформаторы, потенциометры, дифманометры и т. д.);

в) элементы комбинированного назначения, необходимые одновременно как для технологического процесса, так и для процесса регулирования, — шиберный затвор и питатель на бункере исходной руды, двигатель классификатора, задвижки на водопроводных магистралях и др.

К транспортируемым в агрегате массовым потокам относятся:

- 1) исходная руда;
- 2) пески классификатора;
- 3) вода, подаваемая в мельницу;
- 4) содержимое (пульпа) мельницы;
- 5) выдаваемый мельницей продукт измельчения (разгрузка мельницы);
- 6) вода, подаваемая в классификатор;
- 7) слив классификатора.

Эти потоки можно разбить на три вида. К первому виду следует отнести потоки на входе в систему, к ним относятся руда и вода. Поток второго вида представляет собой продукт на выходе системы, т. е. слив классификатора, являющийся конечным готовым продуктом всей системы в целом. Наконец, к третьему виду продуктов, не выходящих за пределы системы, относятся разгрузка мельницы и пески классификатора.

Как внешние, так и внутренние потоки представляют собой либо сыпучие тела (руда), либо жидкость (вода), либо смесь того и другого, т. е. пульпу (разгрузка мельницы, пески, слив).

В общей теории регулирования рассматриваются обычно динамические системы, состояние и поведение которых характеризуются некоторым числом переменных величин, изменяющихся во времени и пространстве. К их числу относятся линейные и угловые перемещения, скорости и ускорения отдельных элементов, ток, напряжение, мощность и т. п. Все эти переменные можно объединить названием: *параметры механического и электрического режима*. Минимальное число переменных, достаточное для полного описания поведения динамической системы, называется *числом степеней свободы*.

Такие физические постоянные, как масса, момент инерции, коэффициент трения, сопротивление, электроемкость и т. д., носят название *внутренних параметров*. Для технологических систем с автоматическим регулированием внутренние параметры играют второстепенную роль и потому могут остаться без рассмотрения.

Технологическую систему с автоматическим регулированием удобно охарактеризовать теми переменными величинами, которыми определяется количество или качество внешних и внутренних потоков. Такими переменными, изменяющимися во времени, являются: количество руды, воды, песков и слива; показатели, определяющие крупность продуктов или содержание в них твердой фазы, и т. д. Все эти переменные величины можно объединить термином: *параметры технологического режима*. В § 114 было уже показано, что в общей сложности можно насчитать 19 различных параметров (все они перечислены в табл. 70).

Технологические параметры агрегата измельчения

Независимые параметры (первичные) S		Зависимые параметры (производные) P	
неуправляемые S_x (первичные качественные)	управляемые (регулируемые) S_a (количественные первичные)	управляющие P_0 (регулирующие)	Обычно неуправляющие P' (не используемые как регулирующие)
δ — объемный вес руды, t/m^3	Q — производительность питателя, $t/ч$	Q_k — производительность конвейера (показания конвейерных весов), $t/ч$	β_p — крупность песков, %
$K_{изм}$ — относительная измельчаемость (твердость) руды	B_m — расход воды, подаваемой в мельницу, $t/ч$	Π — песковая нагрузка (часовое количество оборотных песков), $t/ч$	T_p — содержание твердого в песках, %
R_0 — крупность (суммарный остаток на данном сите, %)	B_k — расход воды, подаваемой в классификатор, $t/ч$	Z — шум мельницы, в децибеллах или условных единицах	Q_p — суммарная нагрузка мельницы ($Q_p = Q + \Pi$), $t/ч$
		T_r — содержание твердого в разгрузке мельницы, %	Q_c — производительность по твердой части слива, $t/ч$
		T_c — содержание твердого в сливе, % (или объемный вес слива p , t/m^3)	β_r — крупность разгрузки, %
		V_c — часовой объем слива, $m^3/ч$	β_c — крупность слива, %
			N — потребляемая мельницей мощность, $квт$

Однако легко показать, что первичными, или независимыми от прочих, являются только шесть, остальные тринадцать параметров — производные, или зависимые от первых.

Это дает основание утверждать, что рассматриваемая технологическая система с автоматическим регулированием имеет шесть степеней свободы. Зная эти шесть параметров, можно, вообще говоря, рассчитать и все остальные.

На многих горнообогатительных комбинатах добываемая руда отличается постоянством своего минералогического состава. По этой причине параметры δ (объемный вес руды) и $K_{изм}$ (измельчаемость, твердость) остаются стабильными. В этих случаях число независимых переменных параметров сокращается до четырех (Q , R_0 , B_m , B_k), отчего система с $\delta = const$ и $K_{изм} = const$ имеет только четыре степени свободы.

Каждый из независимых параметров группы S подвержен случайным изменениям. Так, удельный вес руды может увеличиться или уменьшиться на $\pm \Delta\delta$ вследствие изменения минералогического состава руды; то же относится к коэффициенту измельчаемости (твердости) $K_{изм}$, имеющему колебания $\pm \Delta K_{изм}$; показатель крупности может отклоняться от своего среднего значения R_0 в ту и другую сторону на $\pm \Delta R_0$ в связи с изменением режима работы дробильного отделения, из которого подается в мельницу дробленая руда; часовая подача руды Q может измениться на некоторую малую величину $\pm \Delta Q$ ($t/ч$) вследствие изменения скорости истечения руды из бункера; расход воды, подаваемой в мельницу (B_m) и в классификатор (B_k), может повыситься или понизиться на ΔB_m и ΔB_k в результате изменения напора воды в водопроводной магистрали.

Такого рода отклонения ($\Delta\delta$, $\Delta K_{изм}$, ΔR_0 , ΔQ , ΔB_m , ΔB_k) независимых параметров от их средних значений в теории регулирования носят название возмущений.

Некоторые возмущения не только могут быть обусловлены случайными причинами, но вызваны искусственно, преднамеренно — по желанию оператора или в результате работы регуляторов. Те первич-

ные независимые параметры, возмущения (изменения) которых можно осуществить искусственно, средствами регулирования, называются управляемыми или регулируемыми, остальные — неуправляемыми (табл. 70).

Из перечисленных шести независимых параметров управляемыми практически являются только три: производительность питателя (Q), расход воды, подаваемый в мельницу (B_m) и в классификатор (B_k). Три других, а именно: объемный вес (δ), измельчаемость ($K_{изм}$) и крупность (R_0) руды, остаются неуправляемыми, поскольку они не поддаются изменению при оперативной регулировке измельчительного агрегата (табл. 70).

По сути дела, вся проблема рационального ручного и автоматического управления режимом измельчения сводится к подбору таких переменных значений трех управляемых первичных параметров Q , B_m и B_k , при которых обеспечивается получение готового продукта заданной крупности (β_{74}) при обработке руды переменной крупности (R), переменной измельчаемости ($K_{изм}$) и изменяющегося объемного веса (δ) с наилучшим экономическим использованием всего агрегата.

Кроме перечисленных шести независимых (S), все остальные технологические параметры (обозначенные в табл. 70 через P) являются вторичными или производными, иначе — зависимыми или функциями первых. В некоторых случаях функциональная зависимость может быть выражена аналитически; так, например, при заданных значениях Q , B_m и B_k содержание твердого в сливе (при установившемся режиме) есть легко вычисляемая величина

$$T_c = 100 \frac{Q}{Q + B_m + B_k} \quad (731)$$

В других случаях между параметрами может быть установлена лишь приближенная зависимость, основанная на опытных данных. Так, содержание в сливе расчетного мелкого класса β_{74} может быть определено с некоторым приближением по содержанию твердого (T_c), а следовательно, в конечном счете по Q , B_m и B_k , т. е.

$$\beta_{74} = f(T_c) = F(Q, B_m, B_k) \quad (732)$$

К сожалению, вид функциональной зависимости между исходными шестью независимыми параметрами группы S и всеми остальными, зависящими от них (группы P), устанавливается в каждом отдельном случае лишь в результате длительных экспериментальных работ и не может быть определен чисто теоретическим путем.

В правой половине табл. 70 перечислены главнейшие из зависимых параметров группы P . В таблице они условно разбиты на две подгруппы: параметры, относящиеся к подгруппе P_0 , являются наиболее важными, так как они могут быть использованы непосредственно для автоматического регулирования в качестве управляющих процессом или регулируемых параметров.

Остальные производные параметры (подгруппа P') непосредственно для этих целей пока не используются, хотя в новейших проектируемых схемах начинается использование некоторых из них.

Название «управляющий», или «регулирующий», дается параметру в том случае, когда небольшое изменение его (вторичное возмущение) используется для воздействия на какой-либо «чувствительный» элемент системы, имеющий задачей «следить» за данным параметром и сигнализировать о его изменениях, вырабатывая соответствующий импульс с целью управления в конечном итоге каким-либо из первичных параметров (подгруппы S_0). В теории регулирования такое изменение (возмущение) управляющего параметра носит название управляющего воздействия (ΔP_0). Через какой-либо чувствительный (регистри-

рующей, показывающий, сигнализирующий) элемент управляющее воздействие передается далее по всей цепи элементов системы и на последнем звене преобразуется в необходимое искусственное возмущение (ΔS_0) первичного управляемого параметра.

В качестве регулирующих из вторичных параметров чаще всего используются шесть параметров подгруппы P_0 (см. табл. 70).

Необходимо отметить одну особенность табл. 70. Производительность агрегата по исходной руде помещена в ней дважды: один раз как производительность питателя Q , второй раз как производительность конвейера Q_k . Это разделение принято по следующим основаниям: 1) два параметра Q и Q_k , как общее правило, в данный момент не совпадают, они не равны друг другу; 2) в силу того, что питатель — управляемый механизм и производительность его Q — параметр непосредственно управляемый и не зависящий от других, а в то время как показание конвейерных весов Q_k , характеризующее производительность конвейера, есть зависящий параметр (так как показатель Q_k повторяет значения Q через некоторый небольшой промежуток времени, будучи смещен от него по фазе), а изменения его ΔQ_k могут быть использованы в качестве управляющего воздействия.

По числу шести управляющих параметров применяется и шесть чувствительных элементов, дающих тот или иной импульс. Поэтому возможно спроектировать шесть различных одноимпульсных систем автоматического регулирования.

В том случае, когда в системе регулирования одновременно используется два каких-либо управляющих параметра, на регуляторы может быть подано два импульса (от двух различных чувствительных элементов); такая система будет двухимпульсной.

Возможны также трехимпульсные и многоимпульсные системы автоматического регулирования.

В терминах теории регулирования процесс управления измельчительных агрегатов может быть сформулирован следующим образом.

Рассматриваемая технологическая система с автоматическим регулированием имеет шесть степеней свободы, так как состояние и поведение ее определяются шестью независимыми переменными величинами — независимыми параметрами (группы S), от которых зависит целый ряд производных параметров (группы P). Независимые параметры делятся на две категории: неуправляемые (δ , $K_{изм}$ и R_0) и управляемые (Q , B_m и B_k).

При установившемся или стабилизированном режиме все параметры приобретают некоторые конкретные значения. «Нормальным», или средним, значениям независимых параметров соответствуют «нормальные» значения всех зависимых параметров.

Под влиянием внешних причин независимые параметры могут претерпевать небольшие изменения (возмущения) ΔS . Для неуправляемых параметров эти возмущения неизбежны ($\Delta \delta$, $\Delta K_{изм}$, ΔR_0); они обусловлены изменяющимися условиями предшествующих технологических операций по добыче, транспорту и дроблению руды.

Для управляемых параметров самопроизвольные возмущения (ΔQ , ΔB_m и ΔB_k) носят случайный характер; они обусловлены теми или иными неполадками устройств, подводющих к агрегату руду и воду.

В результате влияния возмущений ΔS на ход технологического процесса нарушается его установившийся режим и все зависимые параметры P получают небольшие изменения (ΔP). Некоторые из этих параметров (P_0) используются как управляющие, т. е. их возмущение (ΔP_0) используется как управляющее воздействие. Оно воспринимается тем или иным чувствительным (показывающим, регистрирующим) элементом, воздействующим своими импульсами на соответствующий воспринимающий элемент, сигнал которого преобразуется далее каким-либо

регулятором в командный импульс, направляемый исполнительному механизму, в свою очередь воздействующему на тот или иной рабочий орган так, чтобы изменение положения или режима работы рабочего органа вносило необходимые изменения в величину соответствующих управляемых параметров S_0 (т. е. Q, V_m, V_n) до тех пор, пока не наступит стабилизация процесса на базе новых значений всех технологических параметров, т. е. пока система не придет к новому установившемуся режиму.

Системы автоматического регулирования одно- и двухстадиальных схем измельчения руд приводятся в периодической печати и в специальных монографиях [15—24].

ЛИТЕРАТУРА

1. Вериго К. Н. Дробильно-размольное оборудование. М., НТО, 1956.
2. Сасон Н. С. и Бычков А. Ф. Комбинированная футеровка шаровых мельниц. Бюлл. «Обогащение руд», 1959, № 5.
3. Савичева Е. С. и Рундквист А. К. Работа мельниц при сверхкритической скорости. Бюлл. «Обогащение руд», 1960, № 4.
4. Луговцев Н. В. и Воронова Н. А. Износоустойчивые чугунные мельничные шары. Труды Института черной металлургии АН УССР, т. 3. Киев, 1949.
5. Свирич В. Г. Организация шарового и стержневого хозяйства на обогатительных фабриках. Бюлл. «Обогащение руд», 1956, № 5.
6. Кабаков Г. И. и Мухин А. Г. Станок для автоматической загрузки стержней в мельницу. Бюлл. «Обогащение руд», 1961, № 2.
7. Свирич В. Г. и Юделев Д. М. Ремонтное и вспомогательное хозяйство Криворожских ГОКов. Бюлл. «Обогащение руд», 1958, № 6.
8. Писаревский М. А. и Грибоедов Е. Н. Способы борьбы с зависанием руды в бункерах. Научно-технический информационный бюллетень института Механообр «Обогащение руд», 1957, № 6.
9. Васильев Н. В. и Олевский В. А. Транспортные устройства и складское хозяйство обогатительных фабрик. Углетехиздат, 1954.
10. Олевский В. А. и Дубровин Б. Н. Обобщение передового опыта обогатительных фабрик в области дробления и измельчения. Труды III Научно-технической сессии института Механообр. Металлургиздат, 1955.
11. Рожков К. В. Автоматизация обогатительных фабрик черной металлургии. Труды института Механообр, вып. 120. Л., 1958.
12. Тунцов А. Г. Изучение мокрого измельчения в лабораторных шаровых мельницах. Сб. института Механообр «XV лет на службе социалистического строительства». Л., 1935.
13. Лобанова Е. М. и Нидзян Е. Н. Опыт применения гаммалучевого метода для определения плотности полиминеральной пульпы. Бюлл. «Обогащение руд» 1957, № 6.
14. Олевский В. А. Конструкция и расчет механических классификаторов и гидrocиклонов. Госгортехиздат, 1960.
15. Рожков К. В. Автоматизация обогатительных фабрик черной металлургии. Тр. Механообра, вып. 120. Л., 1958.
16. Казеннов М. Н. Регулирование замкнутого цикла измельчения при постоянном расходе воды. Бюлл. «Обогащение руд», 1959, № 2.
17. Крицкий Е. Л. О регулировании расхода воды, подаваемой в классификатор, при замкнутом цикле измельчения. Бюлл. «Обогащение руд», 1959, № 2, стр. 37.
18. Олевский В. А. Технологические принципы регулирования мельницы и классификатора. Бюлл. «Обогащение руд», 1959, № 2, стр. 40.
19. Штейн С. А. и др. Сравнительные испытания различных способов регулирования шаровых мельниц. Бюлл. «Обогащение руд», 1957, № 6.
20. Основы автоматического регулирования. Под редакцией В. В. Солодовникова. Машгиз, 1954.
21. Блюмкин Г. В. Автоматическое регулирование агрегатов тонкого измельчения. Диссертация. Лен. горн. институт, 1956.
22. Шевелев И. Т. Об автоматическом регулировании процесса измельчения руд в шаровых мельницах. Бюлл. «Колыма», 1959, № 1, стр. 19.
23. Тихонов О. Н. Расчет самонастраивающейся системы регулирования измельчительного агрегата с замкнутым циклом. Бюлл. «Обогащение руд», 1963, № 1.
24. Крицкий Е. Л. и Олевский В. А. Регулирование измельчительного агрегата по принципу автоматической оптимизации. Бюлл. «Колыма», 1961, № 6.

ЗАМЕЧЕННЫЕ ОПЕЧАТКИ

Стр.	Строка	Напечатано	Должно быть
28	колонка 4 справа, 5 снизу	154110	154,110
28	колонка 3 справа, 5 снизу	163260	163,260
30	табл. 7, колонка 1 справа, 5 снизу	2,8	28
76	9 сверху	$\dots = \varphi_{\text{ш}}$	$\dots = \varphi_{\text{ш}}$
86	8 снизу	(в § 32)	(в § 27)
93	13 сверху	на стр. 77.	на стр. 74.
95	4 сверху	$K_2 =$	$K =$
95	19 снизу	рис. 54	рис. 55
100	18 снизу	(см. рис. 43)	(см. рис. 44)
101	3 снизу	AEB	AFB
101	3 снизу	меньше веса dG_2	меньше веса dG_1
109	22 сверху	$T = 0,$	$\Delta T = 0,$
122	14 снизу	§ 28	§ 29
124	11 снизу	M	M_N
151	1 снизу	$S = \frac{G_1}{K_{\text{ш}} T},$	$S = \frac{G_1}{K_{\text{из}} T},$
169	1 снизу	$\left(\frac{G_0}{Q}\right)$	$\left(\frac{\Delta G_0}{Q}\right)$
185	18 сверху	$D_{\text{ср}} = D_4 \frac{\sum \gamma}{\sum \frac{\gamma}{d}}$	$D_{\text{ср}} = D_4 = \frac{\sum \gamma}{\sum \frac{\gamma}{d}}$
197	табл. 36, колонка 4 справа, 6 снизу	99	90
210	7 сверху	(414)	(415)
224	11 сверху	$\dots = \frac{1}{d_{\text{к}}} - \frac{1}{(d_{\text{к}})_0}$	$\dots = \left(\frac{1}{d_{\text{к}}} - \frac{1}{(d_{\text{к}})_0}\right) A.$
224	9 снизу	$\frac{A}{d_{\text{к}}} = \frac{A}{d_{\text{к}_0}} \dots$	$\frac{A}{d_{\text{к}}} - \frac{A}{d_{\text{к}_0}} \dots$
226	15 снизу	$E = 6,92 \cdot 10^{-6} \text{ ксм} \cdot \text{ч}/\text{м},$	$E = 6,92 \cdot 10^{-6} S^2 \text{ ксм} \cdot \text{ч}/\text{м},$
226	13 снизу	11 585	1585
229	18 сверху	$\dots = \sqrt{\lg \frac{100}{R_{90}}} = \dots$	$\dots = \sqrt{\ln \frac{100}{R_{90}}} = \dots$
239	7 снизу	гипотезе Риттингера.	соответствующую гипотезе Риттингера.
247	4 снизу	$(\gamma, \varphi_{\text{ш}}, \psi)$	$(\gamma_{\text{ш}}, \varphi, \psi).$
249	15 сверху	ВТИ—ЦКТИ (515),	ВТИ—ЦКТИ (525).

(См. на обороте)