

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«Уральский государственный лесотехнический университет»
(УГЛТУ)

В. П. Сиваков
С. Н. Исаков
А. В. Вураско

ТЕОРИЯ И КОНСТРУКЦИЯ МАШИН И ОБОРУДОВАНИЯ.

ИЗВЕСТЕРЕГЕНЕРАЦИОННЫЕ ПЕЧИ

Учебное пособие

Екатеринбург
УГЛТУ
2024

УДК 676.052.1:666.92.041(075.8)

ББК 35.112.2-51я73

С34

Рецензенты:

кафедра технологии бумаги и картона СПбГУПТД, заведующий кафедрой, доцент, д-р техн. наук *Е. Г. Смирнова*;

М. Ю. Голынский, канд. техн. наук, ведущий инженер-конструктор бюро «Расчетов и математического моделирования» ПАО «МЗиК»

Сиваков, Валерий Павлович.

С34 Теория и конструкция машин и оборудования. Известерегенерационные печи : учебное пособие / В. П. Сиваков, С. Н. Исаков, А. В. Вураско ; Министерство науки и высшего образования Российской Федерации, Уральский государственный лесотехнический университет. – Екатеринбург : УГЛТУ, 2024. – 120 с.

ISBN 978-5-94984-908-8

В учебном пособии содержатся сведения по теории, устройству, технологическим и конструктивным расчетам вращающихся известерегенерационных печей.

Пособие содержит методические рекомендации и методы расчета по выполнению основных разделов курсовых проектов и выпускных квалификационных работ.

Предназначено для обучающихся, осваивающих образовательные программы по направлениям «Технологические машины и оборудование», «Химическая технология», «Технология полиграфического и упаковочного производства» всех форм обучения.

Издается по решению редакционно-издательского совета Уральского государственного лесотехнического университета.

УДК 676.052.1:666.92.041(075.8)

ББК 35.112.2-51я73

ISBN 978-5-94984-908-8

© ФГБОУ ВО «Уральский государственный лесотехнический университет», 2024

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	4
1. Устройство и работа известерегенерационной печи.....	5
2. Современные направления проектирования и эксплуатации известерегенерационных печей.....	27
3. Теория и технологический расчет известерегенерационной печи.....	51
3.1. Теплообмен при обжиге кусковых материалов во вращающихся печах.....	51
3.2. Технологический процесс обжига извести.....	54
3.3. Материальный и тепловой балансы известерегенерационной печи.....	55
3.4. Расчет известерегенерационной печи.....	59
3.5. Теория и расчет циклонного теплообменника.....	66
3.6. Электрофильтры.....	70
3.6.1. Теория и устройство электрофильтров.....	70
3.6.2. Конструкция и расчет электрофильтров.....	78
4. Движение сыпучего материала в известерегенерационной печи.....	82
4.1. Движение сыпучей массы во вращающемся барабане.....	82
4.2. Влияние наклона оси барабана на движение частиц.....	86
4.3. Время пребывания материала в печи.....	88
4.4. Производительность печей.....	90
5. Расчет мощности привода.....	92
6. Расчет конструкции печи на прочность.....	96
6.1. Определение нагрузок.....	96
6.2. Определение реакций опор.....	97
6.3. Проверка на прочность кольцевых сварных швов.....	100
6.4. Определение сил, действующих на свободно надетый бандаж.....	101
6.5. Расчет на прочность свободно надетого бандажа.....	105
6.6. Расчет на прочность бандажа, жестко скрепленного с корпусом.....	110
6.7. Определение контактных напряжений в бандажах и роликах.....	112
6.8. Определение размеров бандажей и роликов.....	113
Заключение.....	117
Список используемых источников.....	118

ВВЕДЕНИЕ

В учебном пособии обобщены сведения по устройству, теории, технологическим и конструктивным расчетам вращающихся известерегенерационных печей для обжига каустизационного шлама и известняка.

Вращающиеся известерегенерационные печи являются одним из основных агрегатов системы регенерации химикатов в сульфатном производстве целлюлозы. Вращающиеся известерегенерационные печи относятся к классу машин «вращающиеся трубы». Специфическими особенностями известерегенерационных печей являются большие размеры вращающейся трубы (диаметр до 4,5, длина от 80 до 135 м), ведение непрерывного технологического процесса с применением реакции горения топлива при высоких температурах до 1400 °С, высокое пылеобразование обожженной извести. Специфика вращающихся известерегенерационных печей проявляется и в особенностях теории, расчета и эксплуатации известерегенерационных печей.

В учебном пособии также приведены сведения по комплектующему оборудованию известерегенерационных печей. Подробно рассмотрена теория осевого транспортирования обжигаемого сырья при вращении трубы. Разработана методика расчета роликовых опор трубы как многопролетной статически неопределимой балки. Приводится методика расчета мощности привода, тепловых и технологических процессов.

Во второе издание внесены дополнения по новым направлениям теории, конструкции и проектирования известерегенерационных печей. Разделы учебного пособия содержат примеры проектных расчетов, иллюстрированы рисунками и таблицами.

Учебное пособие предназначено для студентов лесотехнических вузов направлений «Технологические машины и оборудование», «Химическая технология», «Технология полиграфического и упаковочного производства» всех форм обучения (бакалавров, специалистов, магистров и аспирантов). Также может быть полезно для студентов других механических направлений.

1. УСТРОЙСТВО И РАБОТА ИЗВЕСТЕРЕГЕНЕРАЦИОННОЙ ПЕЧИ

Для обжига известкового шлама применяются цилиндрические вращающиеся печи, подобные печам цементной промышленности. Отношение длины к диаметру печи около 40 : 1. Длина достигает 100 м и более. Производительность находится в пределах 150...380 т/сут.

Известерегенерационная печь (ИРП) вращается вокруг продольной оси, опираясь своими бандажами на роликовые катки, установленные на опорах (рис. 1.1).

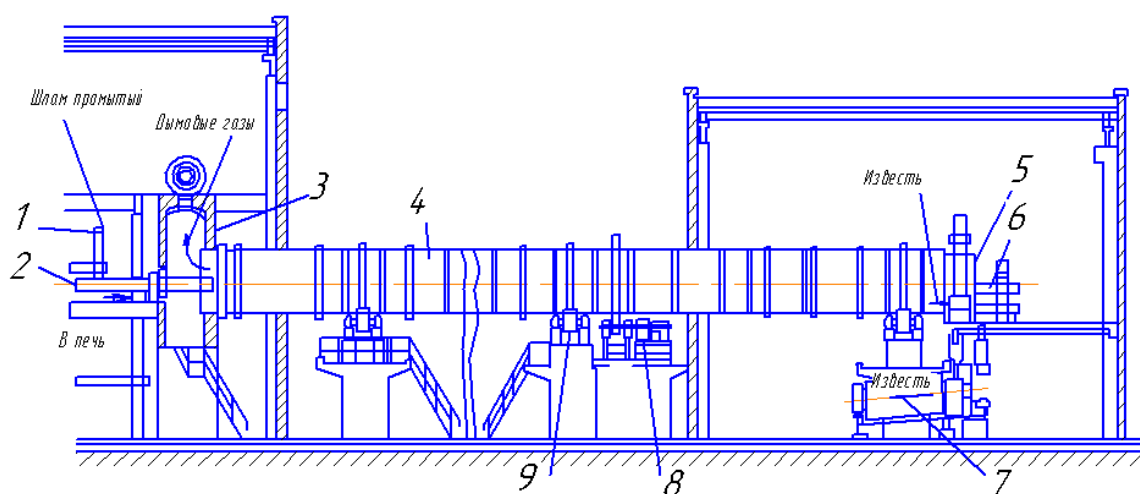


Рис. 1.1. Вращающаяся известерегенерационная печь:

1 – течка; 2 – шнек; 3 – пылесадительная камера; 4 – печь; 5 – откатная головка;
6 – мазутная форсунка; 7 – холодильник; 8 – редуктор; 9 – бандаж

Вследствие наклона и вращения барабана материал пересыпается и перемещается от холодного к горячему концу печи, соединенному с топкой. Увлекаемый за счет трения с футеровкой материал располагается внутри печи в виде наклонного дугообразного сектора. При сползании и пересыпании увлекаемых футеровкой гранул материала происходит выравнивание температуры по слою.

Вращающаяся печь 4 снабжена откатной головкой 5, представляющей собой топочное устройство и служащей камерой для пересыпания обожженного материала из печи в холодильник 7. Для подачи топлива установлена мазутная форсунка 6 или газовая горелка. Холодный конец печи входит в пылесадительную камеру 3. Подвод шлама осуществляется по течке 1 посредством шнека 2. С помощью

бандажей 9 барабан опирается на опорные ролики. Вращение барабана осуществляется от электродвигателя посредством редуктора б и зубчатой шестерни. Вариатор редуктора может менять частоту вращения печи в пределах 0,5...20 об/мин. Уклон печи 2...3°. Обожженный материал охлаждается во вращающемся барабанном холодильнике или на механической цепной решетке.

В табл. 1.1 приведены технические данные некоторых ИРП [1]. Традиционная ИРП загружается промытым и сгущенным до 50...60 % (в новых печах до 70...75 %) шламом белого щелока через загрузочную головку. При этом для восполнения потерь к нему добавляют дробленый известняк в количестве 10...20 % от расхода шлама.

Таблица 1.1

Эксплуатационные параметры и технические характеристики
промышленных ИРП

Параметр	Эксплуатационные показатели типоразмеров ИРП					
	1	2	3	4	5	6
Размеры, м: – диаметр – длина	3,0/3,6 60	3,0 67	3,0 72	3,0 85	3,2 92	3,6 81
Производительность, т/сут	80	100	110	150	160	170
Съем извести, кг/(м ² сут)	149	183	187	215	197	226
Уклон печи	2°18′	1°43′	1°43′	1°45′	1°43′	2°38′
Число опор, шт.	4	3	3	3	3	5
Длина цепей, м	16	15	14	30	20	30
Частота вращения, об/мин	0,5...1,7	0,3...1,3	0,3...1,2	0,4...1,2	0,3...1,2	0,7...1,4
Теплонапряженность объема печи, кДж/(м ³ ч)	7,5·10 ⁴	10,1·10 ⁴	10,6·10 ⁴	11,6·10 ⁴	12,4·10 ⁴	12,4·10 ⁴

Кожух барабана изготавливается из термостойкой стали и футеруется огнеупорным шамотным кирпичом с высоким содержанием Al₂O₃. Толщина футеровки – 250 мм. В футеровку заделаны свободно свисающие металлические цепи, чтобы шлам не налипал на стенки

в загрузочном конце печи. Другое назначение этих цепей – увеличивать поверхность шлама в зоне подсушки его дымовыми газами.

С выгрузочного конца через форсунки, установленные в топливной головке, подаются топливо для обжига извести и воздух. С этой же стороны выходят окатыши обожженной извести.

Размер окатышей – 10...20 мм. Окатыши при температуре 1000 °С попадают в холодильный барабан (рекуператор-холодильник), охлаждаемый воздухом. Здесь известь охлаждается до 100...150 °С, а воздух нагревается до 170...200 °С перед вдуванием в печь.

Рекуператоры-холодильники бывают контактные и непрямого действия, в которых воздух прогоняется через каналы в стенках барабана. Холодильник непрямого действия с барабаном диаметром 2,5 м, длиной 8 м и частотой вращения 0,07...0,09 об/с имеет производительность 100 т/сут (по извести).

Охлажденная известь цепным конвейером подается в вальцовую дробилку, затем поднимается элеватором в бункер, из которого ее подают в гаситель-классификатор.

Дымосос забирает дымовые газы, которые через скруббер Вентури уходят в дымовую трубу. Газы очищают от пылевого уноса водой, вбрызгиваемой в горло трубы Вентури, а жидкий шлам насосом возвращается на шламовый вакуум-фильтр. Удельный расход воды 0,45...0,75 л/м газа. При скорости газа 60 м/с степень улавливания пыли 96,5 %. Кроме скрубберов Вентури используют одно- и двухступенчатые струйные газопромыватели и электрофильтры со степенью улавливания соответственно 95...98 и 99 % .

При питании печи слишком влажным и слизистым шламом увеличиваются потери извести с пылью и на стенках печи образуются кольца спекшегося шлама. На образование колец влияет присутствие в шламе остаточной натриевой щелочи: при 2 % Na_2O кольца возникают через 4...5 ч работы. Образование колец – осложнение, с которым пытаются бороться повышением температуры в этой зоне путем удлинения факела и тщательной отмывкой шлама от натриевых соединений. Если это не помогает, печь останавливают, охлаждают и сбивают кольца отбойными молотками.

Натриевая щелочь вызывает также разрушение футеровки, а присутствие ее в обожженной извести замедляет ее гашение и каустизацию щелока.

Время пребывания извести в печи 1,5...4,0 ч. По длине печи различают 3 зоны: сушки шлама, подогрева и зону прокаливания. Последняя занимает более половины общей длины печи, а у длинных печей – три четверти. Температура в этой зоне поддерживается от 1100 до 1250 °С. При нормальном режиме комочки извести выходят из печи ярко раскаленными, а после охлаждения становятся желтоватыми или зеленоватыми. Регулируют продолжительность обжига изменением скорости вращения барабана печи.

В табл. 1.2 приведен примерный состав двух образцов нормально обожженной извести [1]. Состав извести как по виду компонентов, так и по их соотношению может сильно различаться в зависимости от условий производства. В стандартах рекомендуется получать регенерированную известь с содержанием активной CaO не менее 85 %.

Таблица 1.2

Химический состав извести, регенерированной из шлама белого щелока

Компоненты извести	Содержание, % от абсолютно сухой массы	
	Образец № 1	Образец № 2
Активная известь CaO	84,8	83,0
Кремнезем SiO ₂	4,2	4,4
Полуторные оксиды Fe ₂ O ₃ + Al ₂ O ₃	2,2	1,9
Оксид магния MgO	4,5	1,9
Сульфат натрия Na ₂ SO ₄	1,5	2,6
Потери при прокаливании	2,6	6,1

Барабан. Барабан, или обечайка, состоит из ряда коротких цилиндров-царг, свариваемых из стальных листов. Царги между собой свариваются встык или соединяются накладками с заклепками. В клепаных конструкциях накладки имеют ту же толщину, что и основной барабан: число рядов заклепок с каждой стороны обычно не превышает двух-трех. Длина царг определяется наибольшей шириной выпускаемых промышленностью листов.

Для печей с очень большим диаметром царги изготавливаются из двух листов. Продольные швы отдельных царг сдвигаются один

относительного другого и располагаются вдоль обечайки по винтовой линии. В сечениях над опорами и в сечении крепления венечной шестерни поперечные швы не допускаются.

Как показал опыт, барабан стремится несколько сплюснуться (поперечное сечение принимает эллипсообразную форму), что ведет к быстрому повреждению футеровки. Для предотвращения сминания и прогиба под бандажами барабан снабжается одной-тремя широкими кольцевыми накладками (особенно в случае «плавающих» бандажей, насаженных свободно, с зазором). При этом появляется мощное жесткое кольцо, препятствующее деформации обечайки.

В печах большого диаметра кольца жесткости устанавливаются также и в пролете между опорами, особенно в горячей части печи. Например, в печи длиной 75 м кольца жесткости приварены на расстоянии 50 мм от поперечных сварных швов.

В некоторых случаях печь со стороны загрузки делается в виде футерованного металлического конуса либо на конус выкладывается сама футеровка. В больших печах кольца иногда устанавливаются и внутри барабана для предупреждения осевого сдвига футеровки.

Футеровочный кирпич в больших печах удаляется и подается через прямоугольные (600×400 мм) или круглые (диаметром 600 мм) люки.

Для удержания обрабатываемого материала на определенном уровне разгрузочный конец печи имеет порог в виде подпорного кольца из стали или футеровочного кирпича.

Футеровка. Обечайки печей футеруют для предохранения обечайек от чрезмерного нагрева и уменьшения потерь тепла в окружающую среду. Для футеровки применяют кирпичи из огнеупорных материалов (шамот, диас, корунд, муллит и т. п.).

Различают кислые, щелочные и нейтральные материалы. Первые применяются в зонах печи, в которых происходят химические реакции с образованием кислот. Применение в таких зонах щелочных футеровочных материалов привело бы к образованию солей, с последующим разрушением футеровки и нарушением химического и теплового режима печи. По аналогичным соображениям в зонах со щелочными реакциями применяют щелочные футеровки. В табл. 1.3 приводятся данные о некоторых огнеупорных материалах.

Таблица 1.3

Стойкость огнеупоров в разных условиях работы

Наименование огнеупора	Плавки основного характера	Плавки кислотного характера	Окислительная атмосфера	Восстановительная атмосфера	Температура размягчения, °С	Огнеупорность, °С
Шамотные	Разрушают	Разрушают слабо	Не разрушают	Сопротивление хорошее до 1400 °С	1580–1750	1750
Высокоглиноземистые	Разрушают слабо	Разрушают	Не разрушают	То же до 1800 °С	1750–1850	1750–1960
Цирконовые	Разрушают слабо	Разрушают	Не разрушают	То же до 2000 °С	1550–1600	2000–2500
Кварцевые	Разрушают	То же	То же	То же до 1400 °С	1380–1600	1710
Динас	Разрушают сильно	-"	-"	То же до 1050 °С	1600–1700	1690–1730
Магнетитовые	Разрушают слабо	Разрушают сильно	-"	То же до 1450 °С	1400–1600	2000
Доломитовые	То же	Разрушают сильно	-"	То же до 1450 °С	1500–1600	1780–1800
Хромитовые	-"	Разрушают слабо	-"	То же до 1500 °С	1450–1470	1900
Карборундовые	Разрушают	Разрушают слабо	Разрушают	Сопротивление хорошее	1450–1700	1850–1900
Углеродистые	Разрушают слабо	Разрушают	Разрушают сильно	То же	1500	1700–1750

Под температурой размягчения понимают температуру, при которой футеровочные материалы деформируются под нагрузкой 20 Н/см². Температура размягчения обычно на 50...150 °С ниже температуры плавления материала.

Обычно огнеупорные кирпичи имеют форму части кругового кольца трапецеидального сечения, очерченного строго по внутреннему диаметру печи. Толщина футеровки зависит от температуры внут-

ри печи и от допустимой температуры наружной поверхности печи, которая не должна превысить 300 °С.

Бандаж. Бандажи являются опорами вращающегося барабана. Чаще всего бандаж представляет собой кольцо 1 прямоугольного сечения (рис. 1.2), свободно надетое на установленные по окружности башмаки 2, состоящие из основания 1 и выступа 2 (рис. 1.3). Башмаки устанавливаются на кольцах жесткости, образованных двумя-тремя круговыми накладками, и крепятся болтами. Выступы двух смежных башмаков расположены с разных сторон бандажа, так что бандаж не может при вращении сползть в сторону (см. рис. 1.2).

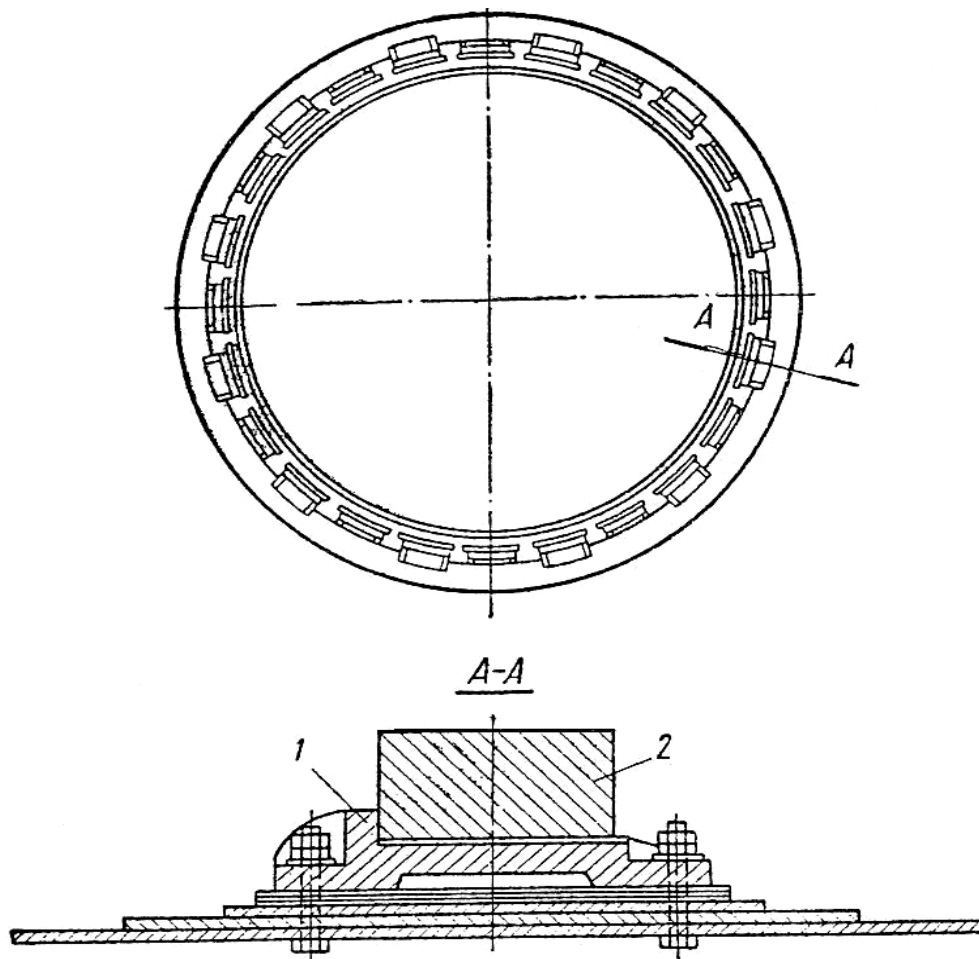


Рис. 1.2. Крепление барабана на башмаках к кольцам жесткости:
1 – кольцо; 2 – башмак

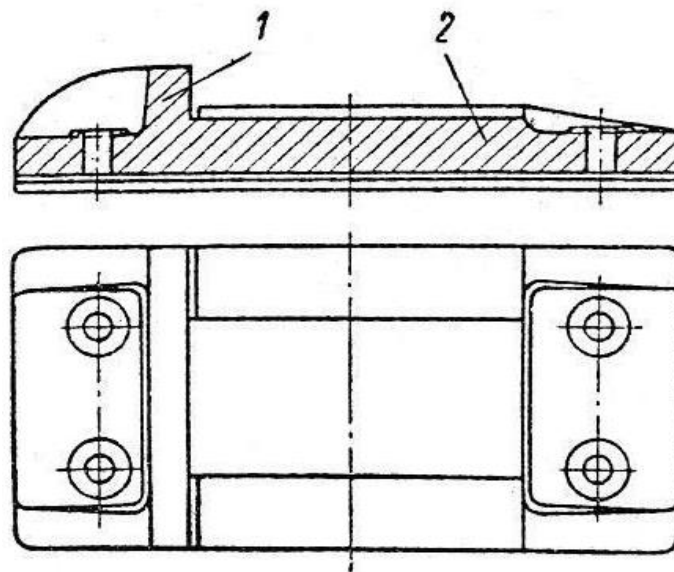


Рис. 1.3. Крепление барабана на башмаках к основанию:
1 – основание; 2 – выступ

На рис. 1.4 показано шлицевое крепление бандажа. К корпусу 1 приклепаны накладки 2. Между накладками имеются промежутки. В эти промежутки входят выступы 4 бандажей 3. Таким образом, корпус висит на выступах бандажа. Встречаются также бандажи, жестко скрепленные с корпусом (рис. 1.5).

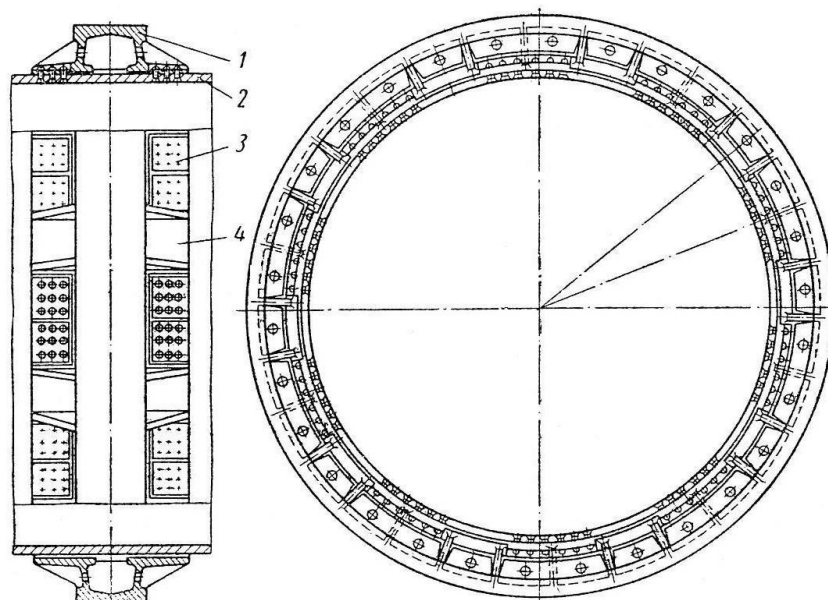


Рис. 1.4. Шлицевое крепление бандажа:
1 – корпус; 2 – накладки; 3 – бандаж; 4 – выступ

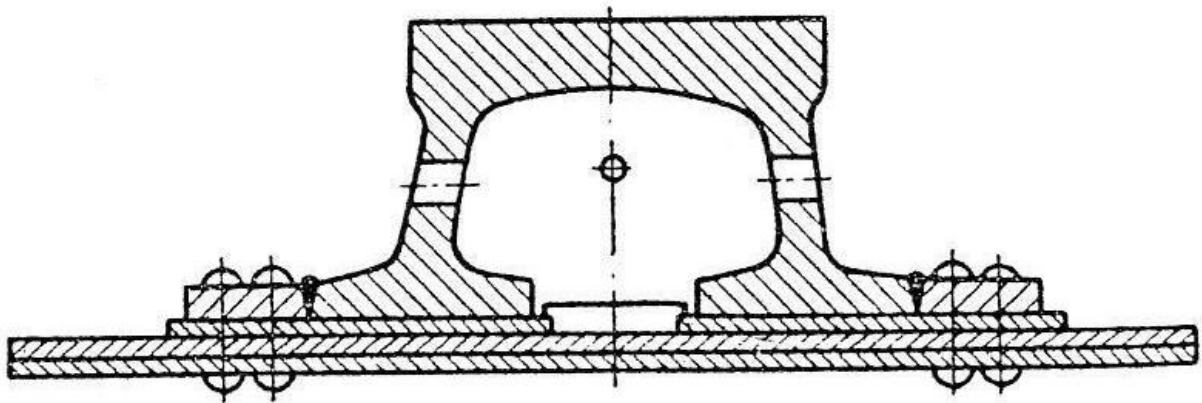


Рис. 1.5. Жесткое крепление бандажа

Опорно-упорные и опорные станции. Опорно-упорные станции несут на себе всю нагрузку от вращающихся частей химических печей. Количество станций зависит от длины печи. Обычно расстояние между опорами не превышает 18...20 м. Опорно-упорные станции (рис. 1.6) состоят из основной плиты 1, на которой укреплены четыре подшипника 5 для осей опорных роликов 4 и стойка 3 упорных роликов 2. Ролики закрепляются на валу, лежащем на двух подшипниках.

Если барабан печи имеет два бандажа, то он опирается на четыре опорных ролика. Один из роликов должен быть подвижным в направлении, перпендикулярном оси печи.

При трех и более бандажах корпус подшипников, в которых сидят оси роликов, делают подвижным. Подвижные ролики позволяют (кроме регулировки при монтаже печи) регулировать опоры по мере износа роликов, компенсировать проседание фундаментных плит, регулировать силу давления на отдельные ролики и т. п.

В фундаментной плите отверстия под болты, крепящие опоры ролика, делают овальными. Это позволяет в процессе эксплуатации смещать опоры роликов перпендикулярно оси барабана упорными болтами, ввинчивая их в упоры б. Подвижные опоры подшипников передвигаются упорными болтами (конструкцию см. на рис. 1.6).

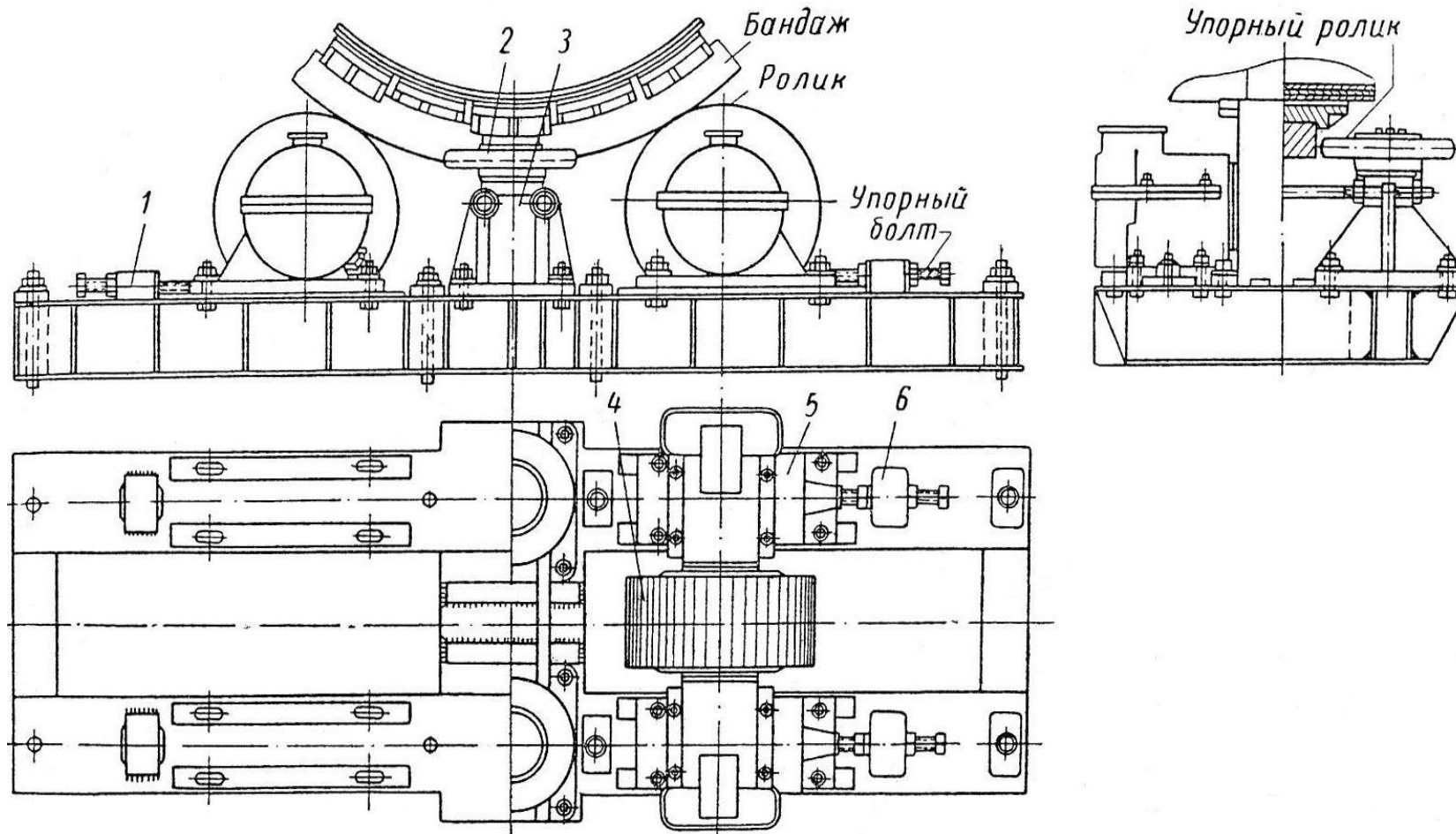
В некоторых конструкциях упорные болты отсутствуют, а подшипниковые стойки связаны стяжными болтами (рис. 1.7), что обеспечивает равномерное сближение и раздвигание опор подшипников.

При проектировании подшипников необходимо, чтобы линия действия давления T на ролик не выходила за внешний край опоры подшипника (рис. 1.8). В противном случае возникает опрокидываю-

щий момент, стремящийся повернуть опору подшипника вокруг внешнего края.

В современных конструкциях ролики обычно проектируются на подшипниках качения (рис. 1.9). Ролик 1 закреплен на оси 2 неподвижно (насаживается с натягом), одним краем упирается в бурт оси. Ось вращается в двух радиальных двухрядных самоустанавливающихся подшипниках 3, закрепленных в корпусах 5. Дополнительно на оси подшипники фиксируются втулками и крепежными шайбами с болтовым креплением в тело оси. Втулки также защищают ось от износа от сальниковой набивки в крышках подшипников. Набивка фиксируется защитными накладками. Особенность в том, что оба подшипника «плавающие», с возможностью осевого смещения. Это достигается тем, что крышки подшипников не зажимают их в корпусах. В корпусах также применены кольцевые компенсаторы. Осевые нагрузки воспринимаются двумя упорными подшипниками 4. Левое кольцо опирается в посадочное место корпуса, второе и третье кольца упираются во втулку на оси, четвертое поджимается глухой крышкой. Для замены смазки есть заливные и сливные отверстия. Регулировка осевого зазора осуществляется при сборке осевым смещением правой крышки набором прокладок под её фланец. Для удобства монтажа в опорах, в верхней части, используются рым-болты. А регулировка взаимного положения относительно бандажа осуществляется движением подшипниковых опор.

В конструкции другого типа (рис. 1.10) ролик 1 вращается на двухрядных сферических самоустанавливающихся подшипниках 2, внешние кольца которых закреплены от осевого смещения подшипниковыми крышками в ролике. Крышки крепятся болтами через фланцевые соединения. Болты стопорятся либо отгибными планками, либо проволокой. Для герметизации в крышках предусмотрены лабиринтные уплотнения. Ответная часть «лабиринта» на валу фиксируется установочным винтом. Внешние кольца подшипников разделены промежуточным кольцом, а внутренние кольца подшипников установлены в распор в центральный бурт оси. После сборки ролика необходимо проверить его свободное вращение без заеданий и посторонних звуков. Смазка осуществляется шприцеванием через каналы внутри оси 3, которая неподвижно закреплена в стойках клеммовыми зажимами 4. Выверка и регулировка ролика осуществляется смещением опор оси во всех трех направлениях.



15

Рис. 1.6. Опорно-упорные станции:
1 – плита; 2 – упорный ролик; 3 – стойка; 4 – опорный ролик; 5 – подшипник; 6 – упор

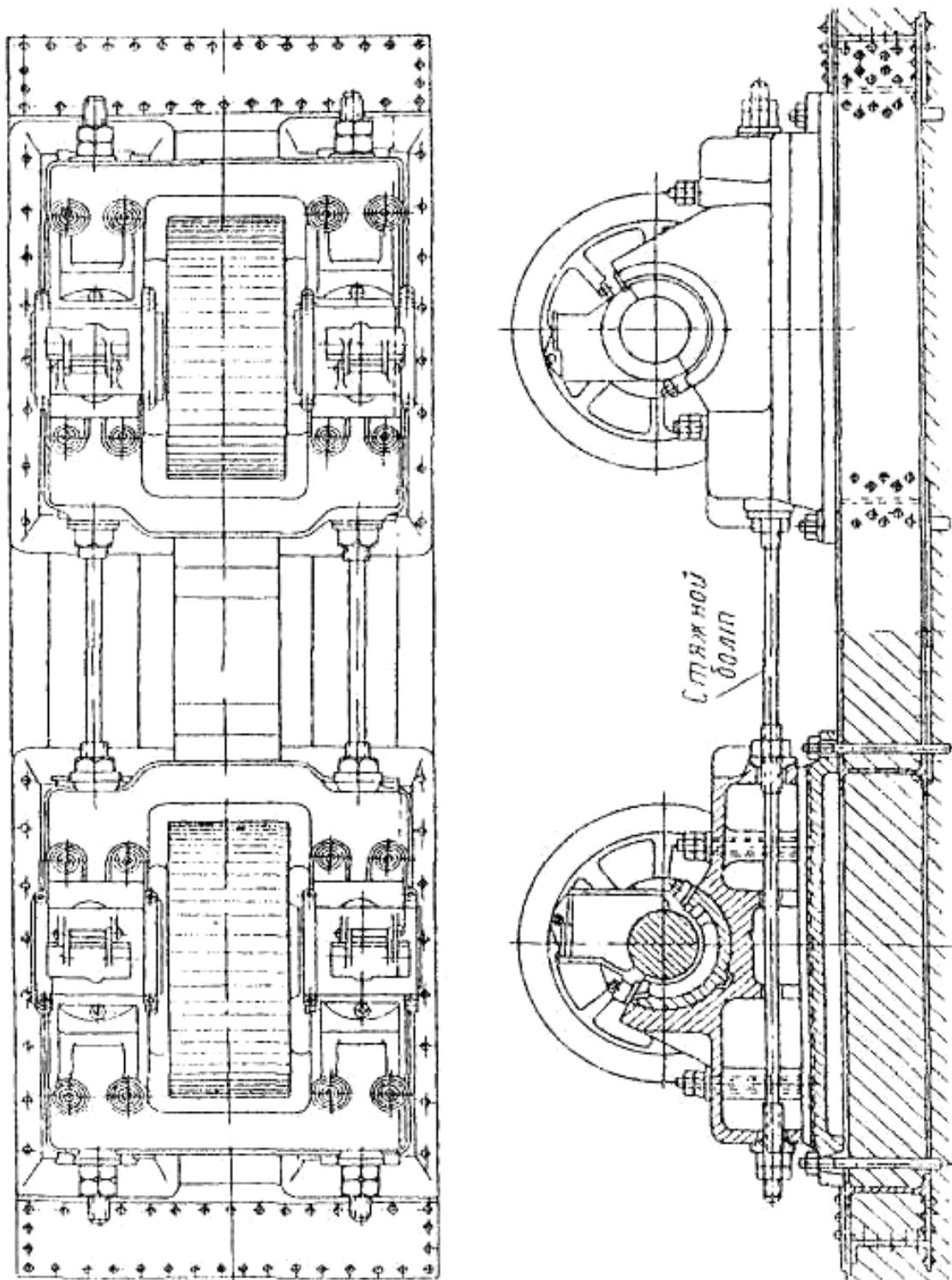


Рис. 1.7. Опорные ролики со стяжками

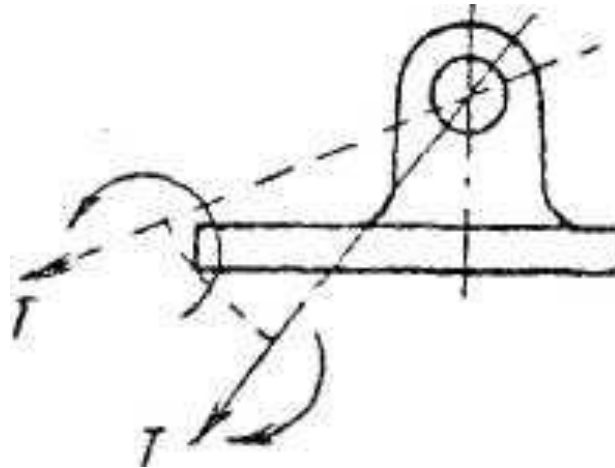


Рис. 1.8. Схема нагрузки на опорный ролик

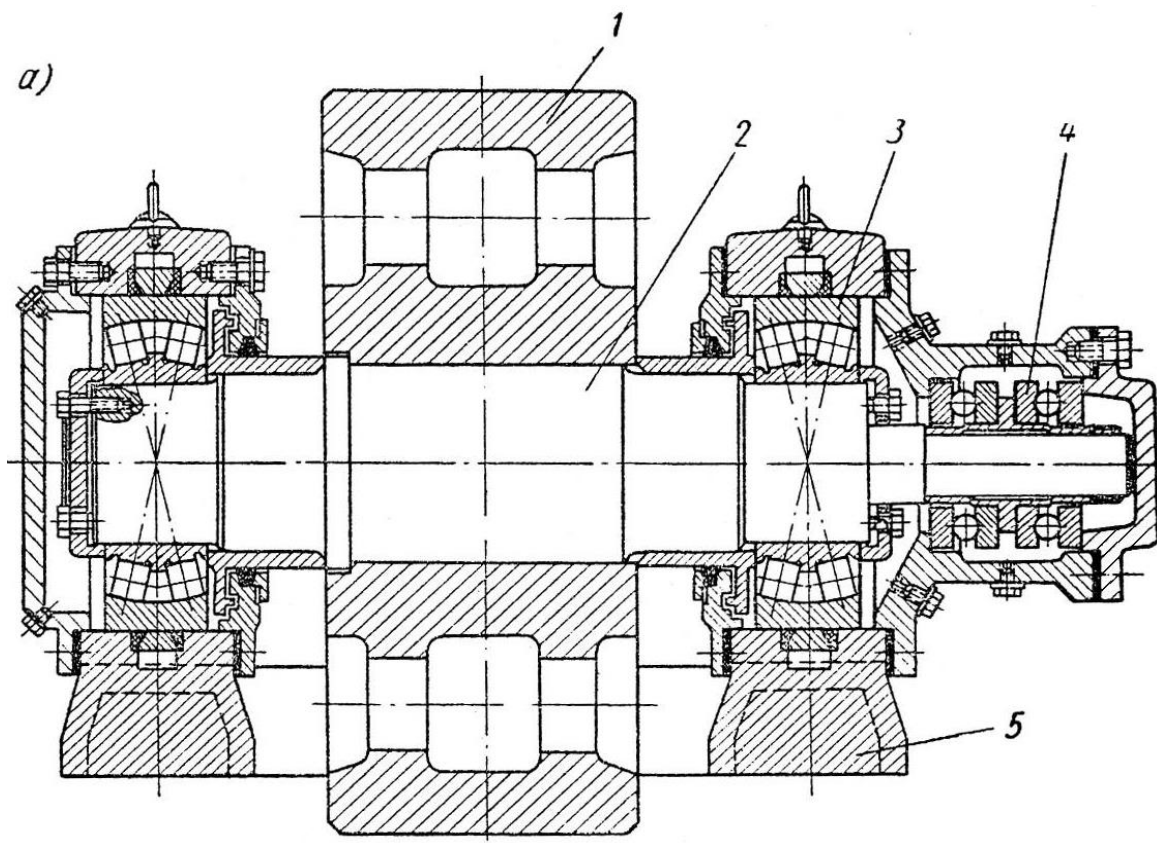


Рис 1.9. Опорный ролик на вращающейся оси:
1 – ролик; 2 – ось; 3 – подшипник; 4 – упорные подшипники; 5 – корпус

На рис. 1.11 показана опора со специальным устройством смазки подшипника. На цапфу надето кольцо 2, по окружности которого расположены черпаки 1 с выводом в сторону цапфы. Масло зачерпывается внизу и выливается на цапфу наверху.

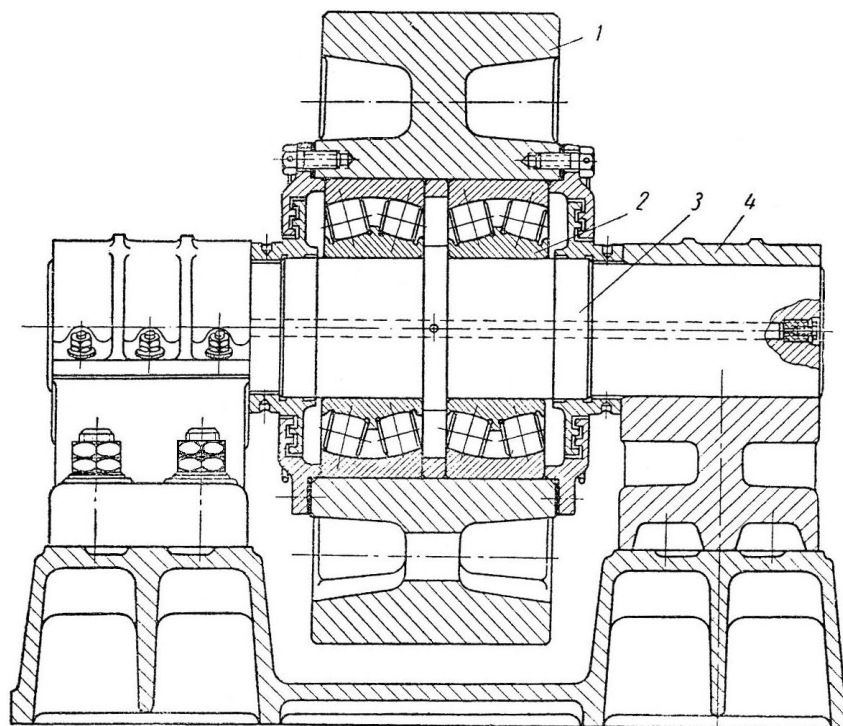


Рис 1.10. Опорный ролик на неподвижной оси:
1 – ролик; 2 – подшипник; 3 – ось; 4 – клеммовые зажимы

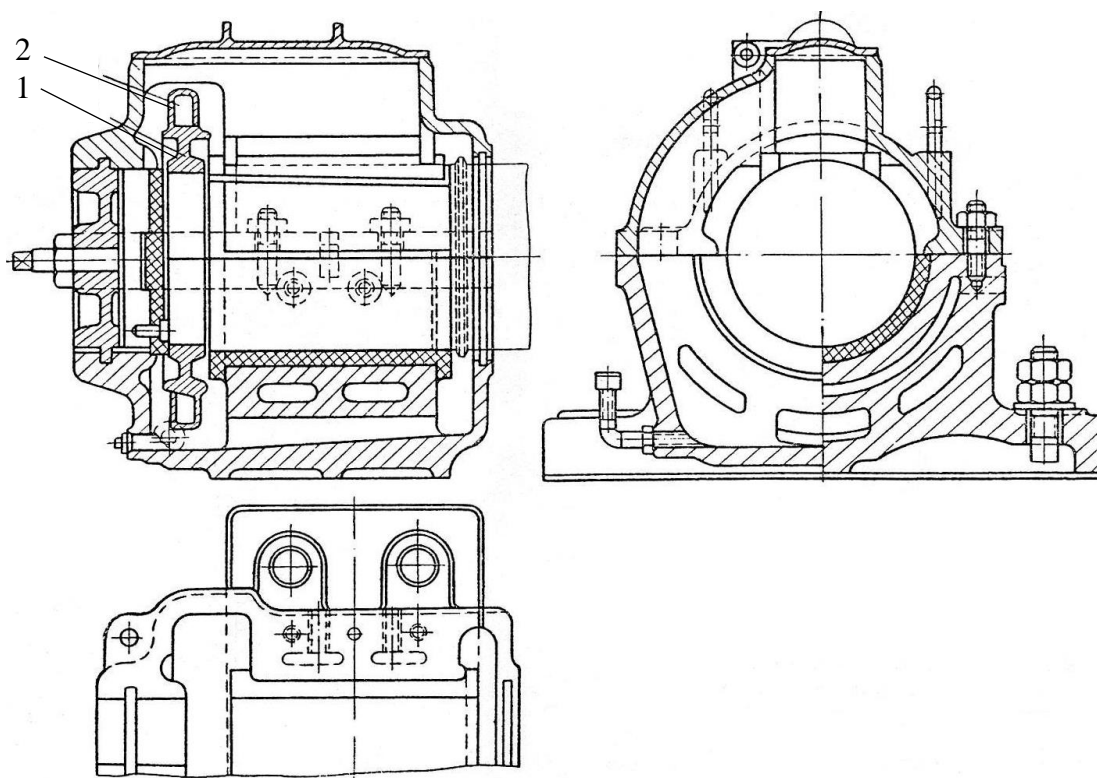


Рис. 1.11. Опорный ролик на подшипниках скольжения:
1 – черпак; 2 – кольцо

Применяется также смазка с помощью зубчатых колес. Зубчатый венец, надетый на цапфу вала, сцепляется с колесом, сидящим на оси, укрепленной в верхней части подшипника. При вращении цапфы укрепленный на ней венец захватывает смазку (масло) и поднимает вверх, где она выдавливается зубьями верхнего колеса и по лотку отводится к цапфе.

Кроме опорных роликов, один из бандажей снабжается еще упорными роликами. Последние представляют собой два мощных диска *1*, укрепленных на двух вертикальных осях *2*, расположенных в стойках *3* с обеих сторон бандажа (рис. 1.12).

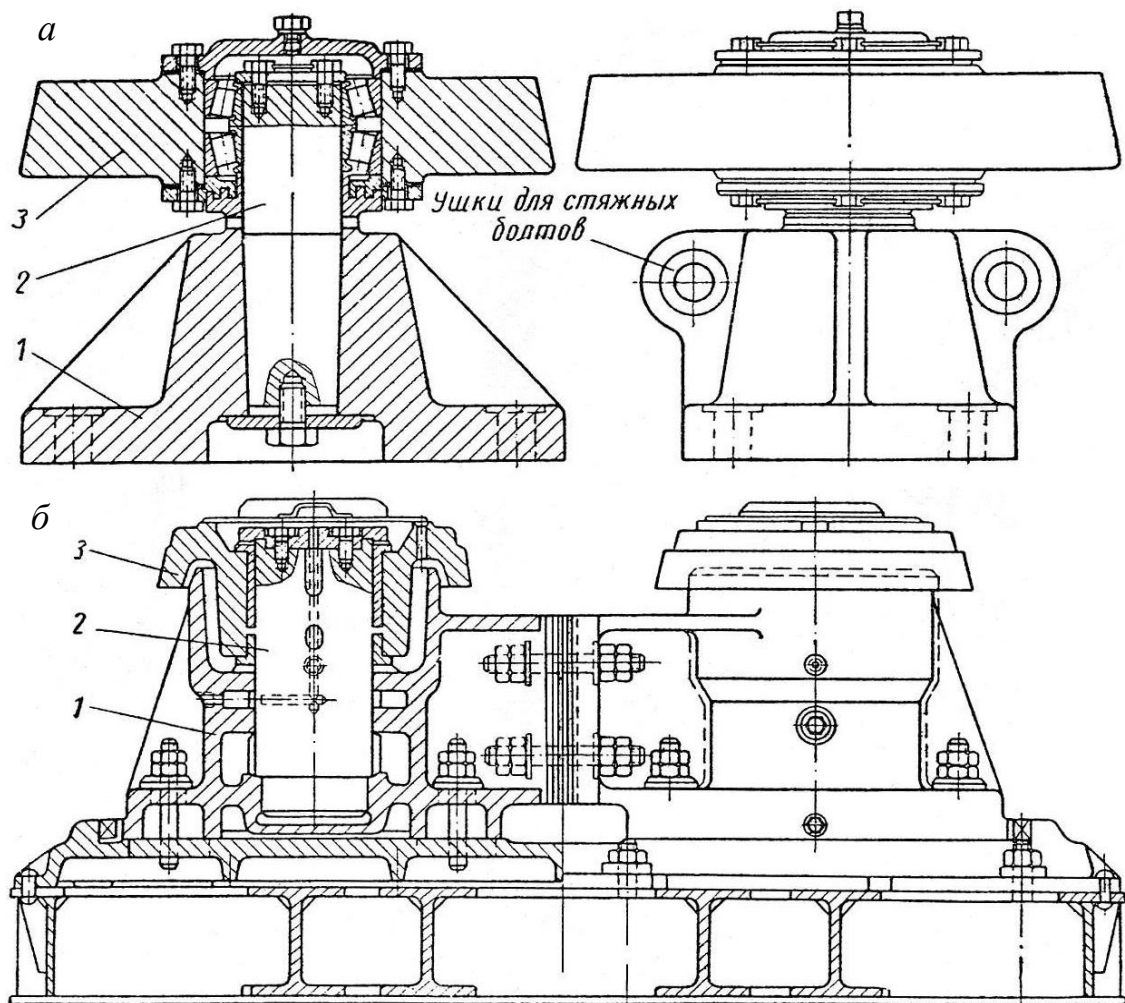


Рис. 1.12. Упорные ролики в подшипниках скольжения (а)
и в подшипниках качения (б):

1 – диск; *2* – вертикальная ось; *3* – стойка

Назначение роликов – препятствовать передвижению барабана вдоль оси, которое может иметь место при перекосе опорных роликов (рис. 1.13). Направление скорости роликов составляет с осью цилин-

дра некоторый угол, вследствие чего возникает составляющая скорости вдоль оси V_0 . Соответствующая этой составляющей сила трения стремится переместить барабан в осевом направлении.

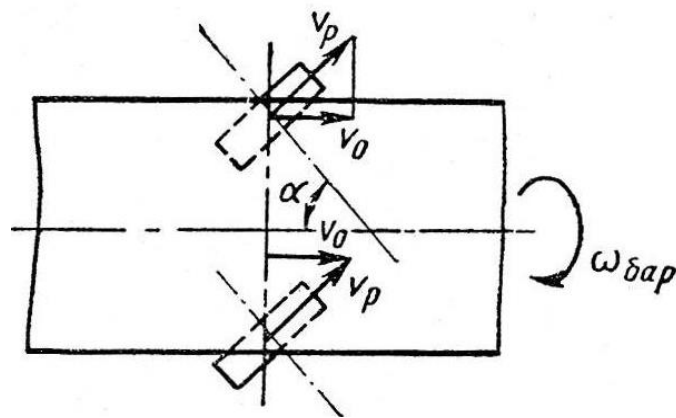


Рис. 1.13. Схема направления скоростей ролика и барабана

Упорные ролики ставятся у самого близкого к середине печи бандажа рядом с приводом печи. При разогреве печи корпус ее удлиняется, увлекая за собой бандажи, за исключением бандажа, у которого расположены упорные ролики (неподвижный бандаж).

Осевые смещения других бандажей равны $\alpha t l$, где α – коэффициент линейного расширения металла обечайки; t – среднее увеличение температуры на участке между неподвижным и рассматриваемым бандажами; l – расстояние между теми же бандажами. Как видно, чем меньше l , тем меньше и смещение бандажа.

Боковые поверхности диска и бандажа обычно обработаны по конусу. Чтобы обеспечить чистое качение бандажа по ролику (и уменьшить таким образом их износ), вершину конуса ролика следует поместить на оси печи. Ролики должны обеспечивать упор лишь в случае передвижения барабана вверх или вниз, контролируя перемещение барабана; поэтому эти ролики называют контрольными.

Иногда боковые стороны ролика обрабатывают по радиусу. При этом боковая сторона бандажа не нуждается в обработке на конус, вследствие чего эту конструкцию следует считать лучшей.

Чтобы избежать трудоемкой обработки бандажа, на конус ставят также упорные ролики 1 с наклонными осями (рис. 1.14). Стойки упорных роликов 2 отливаются как отдельно (стягиваются болтами 3), так и на общей плите.

Вместо одного ролика бандаж может опираться с каждой стороны на два ролика (рис. 1.15), установленных на концах двулучевого

рычага, шарнирно закрепленного посередине на оси. Допускаем, что давление распределяется на оба ролика одинаково, т. е. при небольших значениях угла α ($\cos \alpha \approx 1$) давление на каждый ролик уменьшается примерно в два раза. Ширина роликов и бандажей также меньше примерно в два раза. Однако конструкция таких роликов относительно сложна.

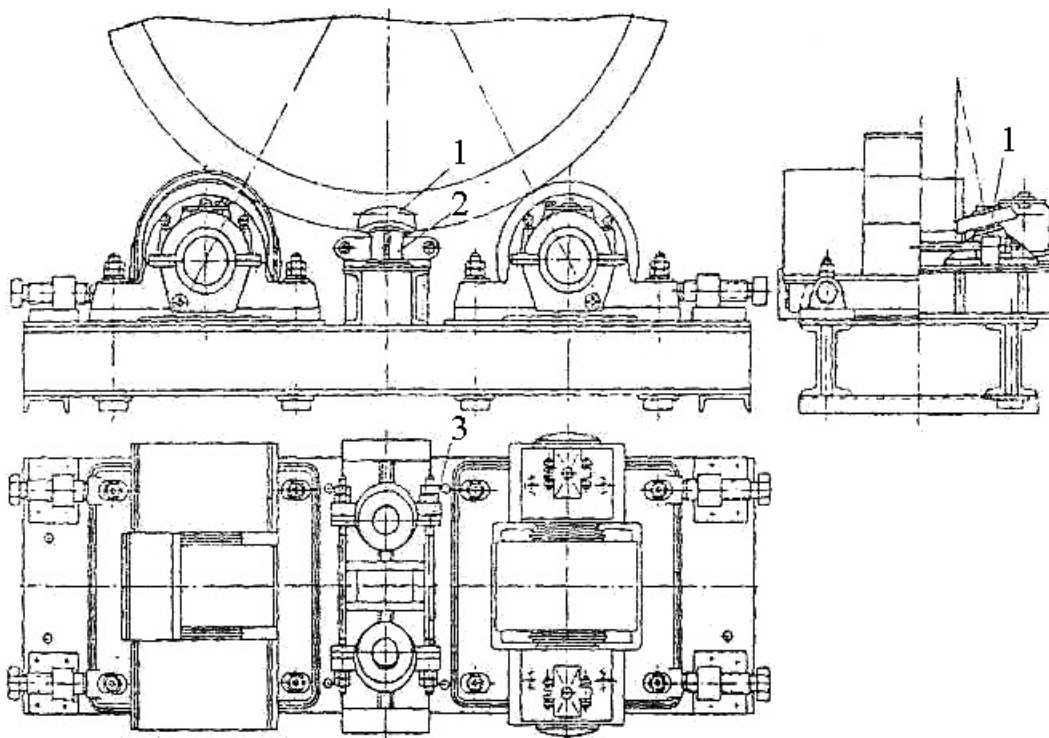


Рис. 1.14. Опорно-упорная станция с наклонными упорными роликами:
1 – упорные ролики; 2 – стойки; 3 – болты

Другая конструкция сдвоенных роликов показана на рис. 1.16. Двуплечий рычаг с роликами свободно установлен в опорных стойках в цилиндрическом гнезде, в котором он может качаться.

Венцовое зубчатое колесо. Колесо представляет собой зубчатый венец из нескольких частей, соединяемых накладками, болтами или иным способом, обеспечивающим достаточную жесткость конструкции. Изготовление колеса из нескольких частей вызвано монтажными соображениями. Сначала на барабан опускается одна часть колеса, которая укрепляется, затем барабан поворачивают и тем же способом укрепляют следующую часть, а затем их скрепляют между собой.

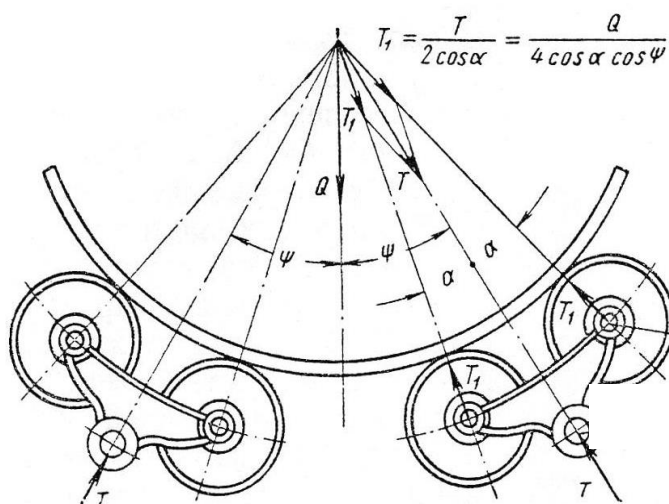


Рис. 1.15. Распределение усилий при
сдвоенных опорных роликах

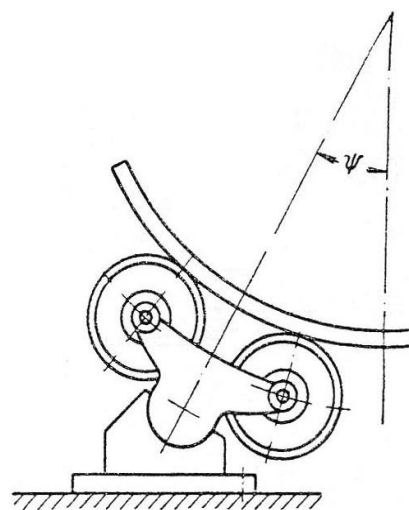


Рис. 1.16. Свободная
установка сдвоенных роликов

На практике применяются два способа крепления зубчатого венца в барабане. По первому способу (рис. 1.17) венец 3 крепится пластинами 1, прикрепленными одним концом к печи, а другим – к специальным приливам 2 на внутренней стороне зубчатого венца. Пластины расположены по касательной к окружности барабана и при тепловом расширении корпуса пружинят, не передавая значительных усилий на венец.

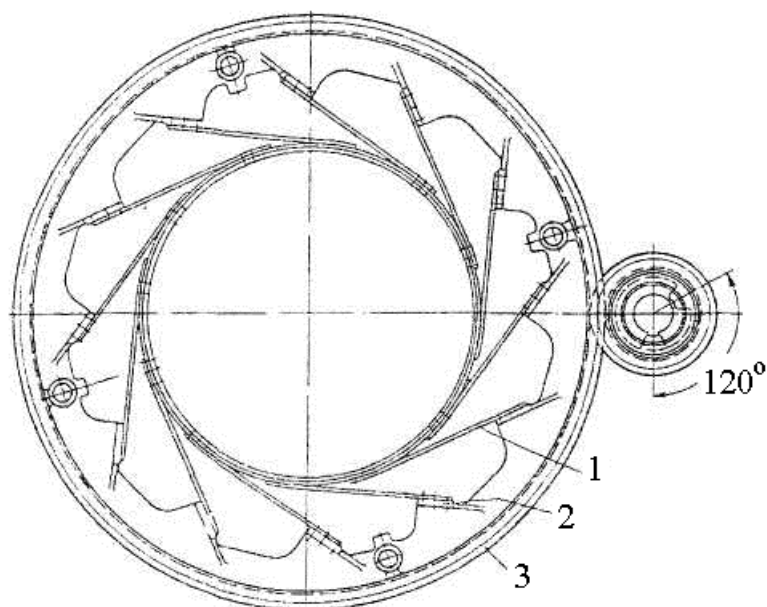


Рис. 1.17. Крепление венцовой шестерни на пластинах:
1 – пластина; 2 – прилив; 3 – венец

В другой конструкции (рис. 1.18) венец *1* закреплен на ряде пластинчатых пружин (рессор) *2*, расположенных параллельно оси печи и опирающихся на стойки *3*.

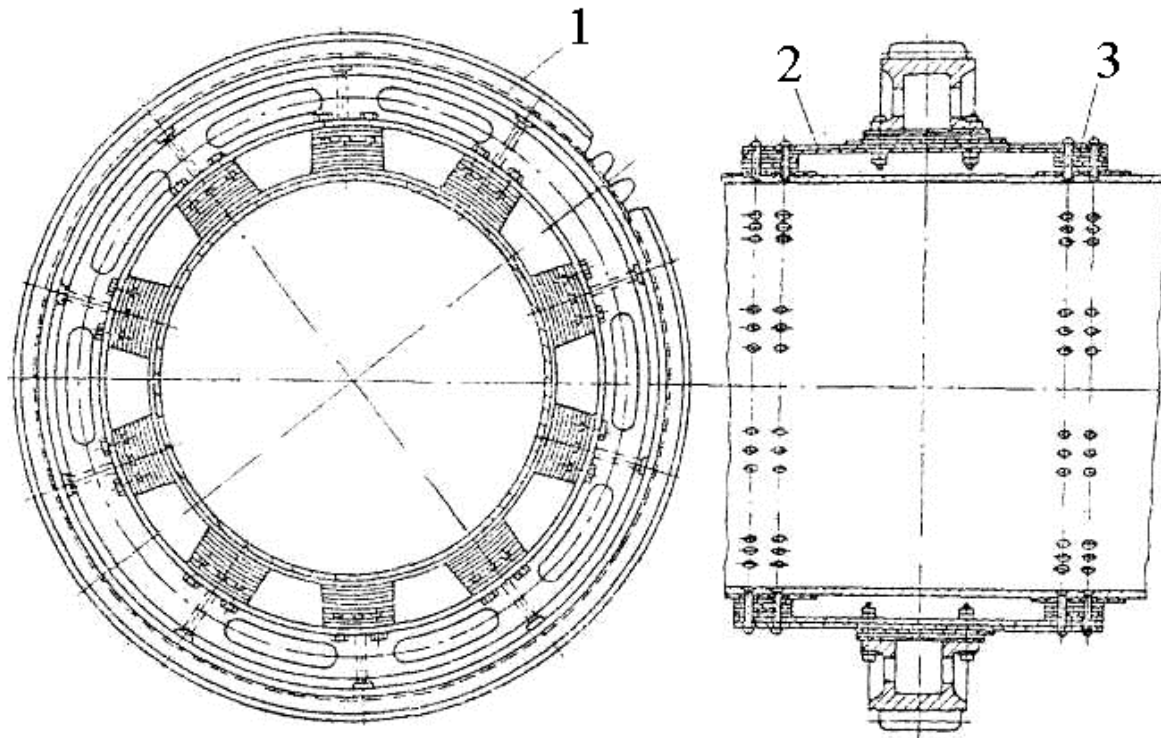


Рис. 1.18. Крепление венцовой шестерни на пластинчатых пружинах:
1 – венец; *2* – рессора; *3* – стойка

На рис. 1.19 показана конструкция крепления венцовой шестерни, применяемая для печи 4×150 . Серьга *1* шарнирно скреплена с одной стороны с башмаком *2*, сидящим на корпусе печи, с другой – с подвеской *3*, скрепленной болтами с ободом венцовой шестерни. Ось серьги направлена по касательной к корпусу печи. Серьга имеет шарниры на обоих концах, в ней может возникнуть лишь направленная по ее оси растягивающая сила Q . Клинья *4* позволяют перемещать подвеску *3* вдоль обода зубчатого колеса, регулируя натяжение в подвеске.

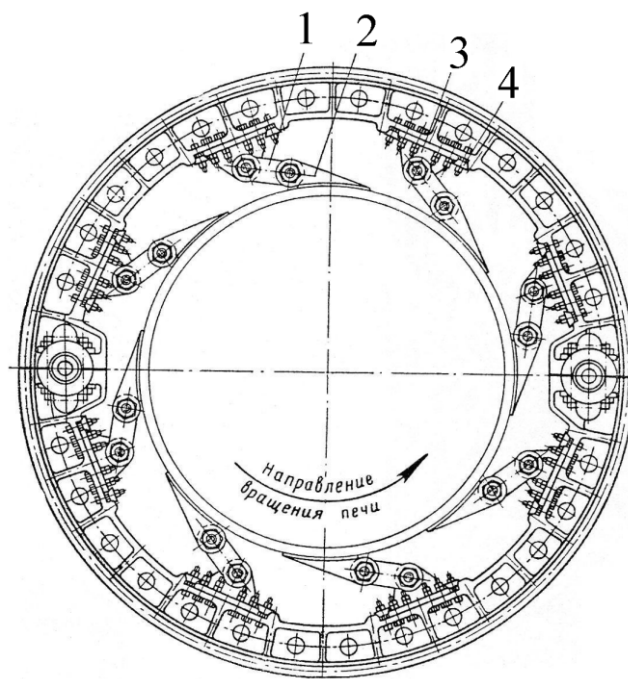


Рис. 1.19. Конструкция крепления венцовой шестерни:
1 – серьга; 2 – башмак; 3 – подвеска; 4 – клинья

Если по окружности печи имеется k подвесок, то силу Q находим по следующей формуле:

$$\frac{k}{2} \cdot Q \cdot R_0 = 974 \cdot \frac{N}{n}, \quad (1.1)$$

откуда
$$Q = 1948 \cdot \frac{N}{k \cdot n \cdot R_0}, \quad (1.2)$$

где N – мощность, потребляемая печью, кВт;

n – число оборотов печи в минуту;

R_0 – радиус центра шарнира на башмаке, м.

Принимаем, что одновременно работает половина подвесок.

На болты, скрепляющие подвеску с ободом венца, действуют (рис. 1.20):

– сила среза $N = Q \cdot \cos \alpha;$ (1.3)

– отрывающая сила $S = Q \cdot \sin \alpha;$ (1.4)

– момент $M = Q \cdot \cos \alpha \cdot (R_1 - R_2),$ (1.5)

где R_1 – радиус внутренней окружности обода колеса;

R_2 – радиус центра шарнира на подвеске.

Преимуществами этой конструкции являются относительная легкость монтажа и регулировки обода и отсутствие напряжений изгиба при тепловом расширении корпуса печи.

Болты работают на растяжение, возникающее от действия сил S и момента M ; сила среза N воспринимается клиньями 4 (см. рис. 1.20), а болты на нагрузку от силы N не воспринимают.

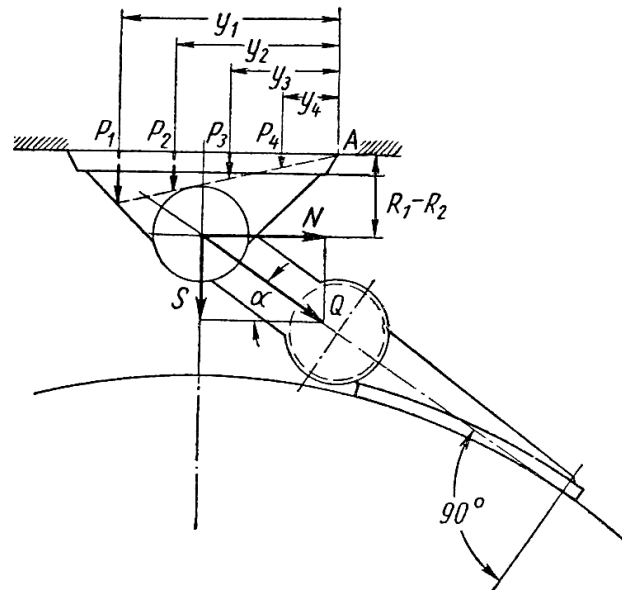


Рис. 1.20. Схема нагрузки на серьгу венцовой шестерни

Под действием момента M основание подвески стремится повернуться вокруг точки A . Возникающие при этом силы P_i пропорциональны плечам y , т. е. $P_i = P_1 \cdot \frac{y_i}{y_1}$.

Момент всех сил P_i равен внешнему моменту M , т. е.

$$P_1 \cdot y_1 + P_2 \cdot y_2 + P_3 \cdot y_3 + \dots + P_i \cdot y_i = M \quad (1.6)$$

или

$$P_1 \cdot y_1 + P_2 \cdot \frac{y_2^2}{y_1} + P_3 \cdot \frac{y_3^2}{y_1} + \dots + P_i \cdot \frac{y_i^2}{y_1} = M. \quad (1.7)$$

Из последнего равенства находим максимальное усилие, возникающее в болтах от действия момента M :

$$P_1 = \frac{M \cdot y_1}{\sum_{i=1}^m y_i^2}, \quad (1.8)$$

где m – число болтов.

С учетом силы S , получим

$$P_{\max} = \frac{M \cdot y_1}{\sum_{i=1}^m y_i^2} + S/m. \quad (1.9)$$

Определяем диаметр болта d :

$$\sigma_{\max} = \frac{4 \cdot P_{\max}}{\pi \cdot d^2} \leq [\sigma], \quad (1.10)$$

$$d > 1,13 \sqrt{\frac{P_{\max}}{\sigma}}. \quad (1.11)$$

Венцовое зубчатое колесо устанавливается как можно ближе к неподвижному бандажу. Вследствие этого его вес и окружное усилие практически целиком воспринимаются опорой и не вызывают добавочного изгиба корпуса печи, а осевое смещение невелико.

Головки. Головки загрузочного и разгрузочного концов печи предназначаются для изоляции рабочего пространства от окружающего воздуха, подачи топлива (теплоносителя) и сырья, выгрузки готового продукта и отвода газов. Головки представляют собой круглые или прямоугольные ящики, открытые снизу и с одной стороны. В загрузочной головке помещается питающее устройство печи и горелки. Разгрузочная головка служит для выгрузки готового продукта и отвода отходящих газов. В зависимости от назначения головки снабжаются смотровыми стеклами, люками и т. п. Для герметизации печного пространства служат уплотнения, устанавливаемые между печью и головками.

Внутренние устройства печи. В целях лучшего использования топлива печь часто снабжается дополнительными внутренними устройствами. Например, для увеличения поверхности теплоотдачи применяется навеска цепей, используемая в зоне подсушки ИРП при мокром способе производства. Налипающий на раскаленные горячими газами цепи ($700 \dots 800$ °С) шлам сушится и при падении цепей разбивается на куски.

Длина цепной зоны $L_{\text{ц}}$, м, для печей с отношением $L/D > 25$ определяется по формуле

$$L_{\text{ц}} = 0,07 \cdot L \cdot \left(0,1 \cdot \frac{L}{D} - 1 \right), \quad (1.12)$$

где L – длина печи, м;

D – средний диаметр печи в свету, м.

Цепи подвешиваются за один конец (другой конец свободный) или обоими концами (навеска гирляндная). Плоскость гирлянд наклонена к оси печи под углом $\alpha \leq 45^\circ$; при большем угле гирлянды препятствуют свободному перемещению материала вдоль печи.

2. СОВРЕМЕННЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ИЗВЕСТЕРЕГЕНЕРАЦИОННЫХ ПЕЧЕЙ

Исследования механизма образования кольцевых отложений в ИРП показали [2], что прилипание частиц шлама или извести к стенкам печи связано с частичным расплавлением Na_2CO_3 и Na_2SO_4 в шламе. Затверждение колец связано с рекарбонизацией, которая происходит, если температура в кольце ниже температуры кальцинирования известкового шлама. По сравнению с вторичной карбонизацией другие факторы, такие как примеси в шламе, сера в топливе и спекание частиц, мало влияют на затвердевание колец. Практический вывод из проведенных исследований состоит в том, что кольцевые отложения образуются при сочетании высокого содержания натрия в известковом шламе и нестабильной работы печи.

Для обмуровки горячей зоны ИРП на предприятии компании «Вествако» в г. Льюк (США) были испытаны пластмассовые кирпичи «Магнекомн» фирмы «Харбисон уокер». Прогнозировался четырехлетний срок их службы, что в два раза дольше, чем для обычных обмуровочных кирпичей, и увеличение термического КПД печи на 5 %. Однако пластмассовые материалы дорогие и требуется 20 ч для их отвердевания [3].

Датская компания «Шмидт», известная с 1905 г., поставила свыше 2000 печей, в том числе в целлюлозно-бумажную промышленность более 120 ИРП. На заводе в штате Флорида (США) установлена крупная печь диаметром 4,56 м, длиной 136 м, производительностью 650 т/сут обожженной извести. Она заменила собой три печи, ранее работавшие на этом предприятии. Печь снабжена холодильником и специально спроектированным для нее электрофильтром. Расход тепла 5,7 ГДж/т извести.

Требуемая степень очистки дымовых газов (не менее 99,9 %) не могла быть обеспечена скрубберами Вентури. Кроме того, потребление энергии скрубберами при высоких перепадах рабочего давления было выше, чем у электрофильтров. Поэтому скрубберы стали заменять электрофильтрами на новых и старых печах. Осажденную пыль собирают и в сухом виде возвращают в печь. Более высокие начальные капитальные затраты при использовании электрофильтра окупаются на крупных ИРП.

Фирма «Шмидт» разработала систему управления работой печи с помощью компьютеров. Опыт эксплуатации 15 печей показал целесообразность использования ЭВМ для управления. По сравнению

с ручным управлением снизился расход топлива на 2...4 %, увеличился срок службы футеровки на 50 % и повысилось качество извести. Фирма «Шмидт» также заменила на печах традиционный шнековый питатель ленточным транспортером с меньшим расходом энергии (3...4 кВт). Расход тепла на печах этой фирмы составляет 5862 кДж/кг обожженной извести [4, 5].

Для увеличения пропускной способности ИРП (до 100 %) особенно коротких используют устройства фонтанирующего типа, в которых производится быстрая подсушка известкового шлама, начинается предварительный нагрев и кальцинирование извести. Кроме того, быстрая сушка известкового шлама позволяет снизить температуру отходящих газов с 315...370 °С до 90...120 °С, что также дает значительную экономию энергии. Подсчитано, что можно увеличить производительность ИРП мощностью 113 т/сут на 44 % за счет внедрения сушки шлама. Экономия топлива при этом 10...30 % и выше. Период окупаемости составлял 310 дней.

Процесс подсушки протекает следующим образом: промытый известковый шлам, содержащий 30...40 % влаги, из центрифуги или вакуум-фильтра поступает в смеситель, где он соединяется с порцией подсушенного материала, выходящего из циклона системы; подготовленная смесь подается затем в корзиночный дезинтегратор, где она приходит в соприкосновение с потоком горячих газов, поступающих из холодного конца печи; температура этих газов выше обычной и равна 540...650 °С; таким способом процесс сушки переносится из печи в отдельное сушильное устройство. Применение быстрой сушки шлама позволяет исключить секцию цепей, требующую тщательного ухода.

В некоторых случаях отмечалось сокращение образования налипших колец и комков, а также получение продукта с более однородной структурой, но это в большей степени зависит от химической характеристики шлама [6].

Фирмой «Шмидт-Фуллер» разработана аэрофонтанная сушилка извести, устанавливаемая на конце ИРП для увеличения ее производительности [7].

Фирма «Альстрем Машинери» (Chemical Sitems) предлагает ряд усовершенствований для улучшения работы современных ИРП. Например, если требуется увеличить производительность ИРП на 20 %, то просто форсировать ее работу нежелательно. Перегрузка печи может вызвать проблемы с пылью, потому что поток газов увеличится на 30 %. Другим критическим местом являются охладители

и особенно решетки охладителей, через которые вторичный воздух для сжигания подается в печь. Работа печи станет нестабильной, ухудшится качество извести.

Решением поставленной задачи является модернизация существующей ИРП путем установки системы сушки типа LMD. Система сушки LMD может заменить всю сушильную часть печи и часть зоны подогрева.

Программа модернизации заключается в следующем:

1) проверка химического состава шлама на содержание элементов Mg, P, Mn, Fe, Al, Si для решения вопроса о возможности возврата сухого уноса в печь или сброса его в отвал;

2) повышение сухости известкового шлама до уровня не менее 70 %. Для этого рекомендована запатентованная фирмой система CPR – постоянная регенерация подслоя шлама на фильтре во время работы с одновременной промывкой фильтровальной ткани и отказ от полной отдувки подслоя. Система CPR устраняет пики выбросов восстановленной серы и колебания в работе ИРП, вызванные сбросом отдутого с барабана подслоя. Под шабером устанавливается полая балка, внутри которой размещены два сопла. Через сопла на фильтровальную ткань подается волна высокого давления (8 МПа). Сопла двигаются по балке возвратно-поступательно по всей длине фильтра;

3) замена входного конца печи (со стороны питания) системой сушки LMD (рис. 2.1), которая обеспечивает сушку и частичный подогрев шлама до подачи в печь.

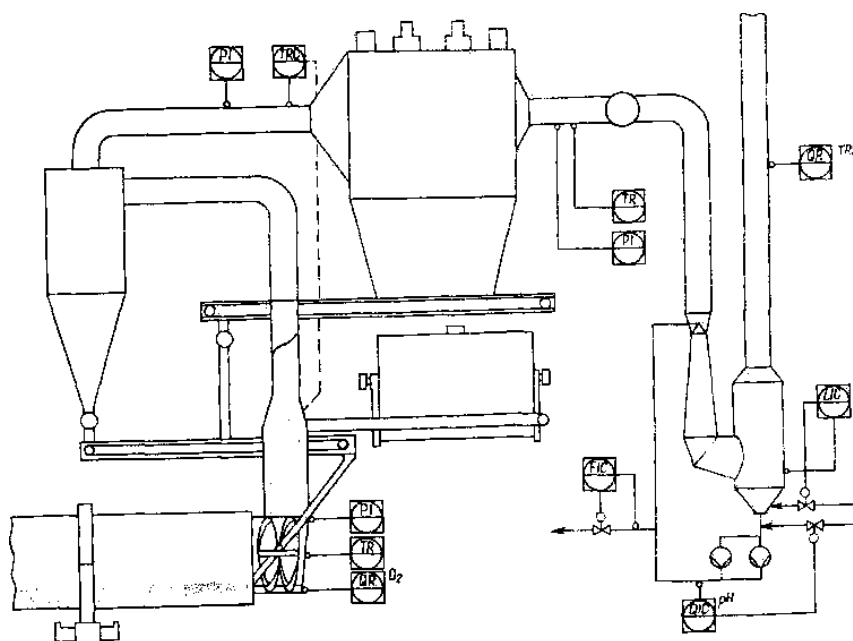


Рис. 2.1. Система LMD для сушки шлама перед подачей в ИРП

Поступающий шлам подается в поток дымовых газов, в котором производится эффективное смешение и теплообмен. Требуемое время сушки – несколько секунд. Температура выходящих газов ниже, чем после печи обычной конструкции. Это позволяет экономить топливо. После модернизации в зонах подогрева и обжига существенных изменений в работе по сравнению с обычной печью не будет. Модернизированная печь показана на рис. 2.2, конструкция питательной части – на рис. 2.3.

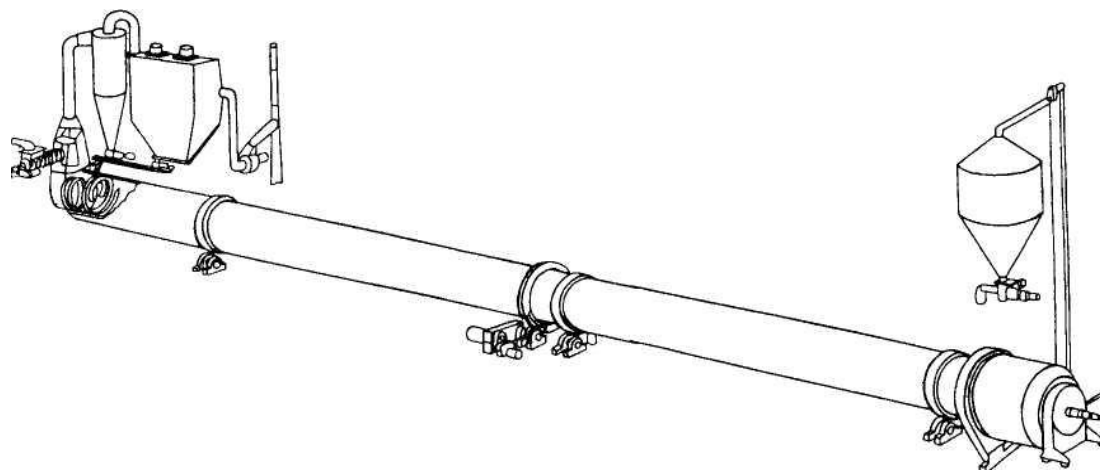


Рис. 2.2. Модернизированная известерегенерационная печь с системой LMD быстрой сушки шлама

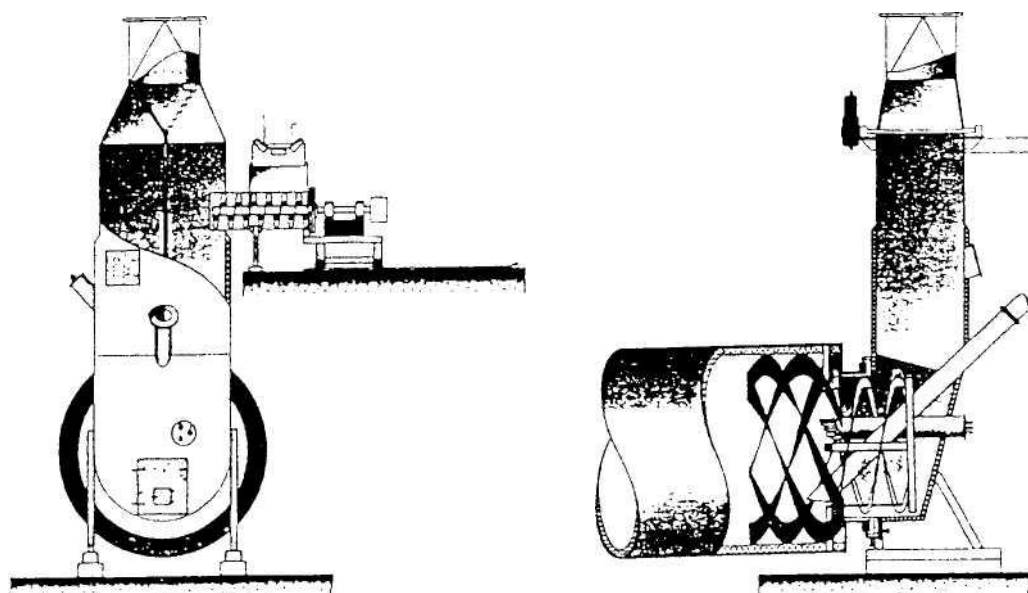


Рис. 2.3. Устройство питательной части ИРП с системой LMD фирмы «Альстрем-Камрек»

С барабана фильтра шлам попадает на ленточный конвейер и подается в шнековый питатель. Короткий шнек подает шлам в поток горячих газов. В зоне подачи газодход разделен на две части вертикальной стенкой с регулировочной заслонкой на верхней кромке. Такая система позволяет регулировать скорость газов, а также подачу шлама вверх в сушилку и вниз прямо в печь. Вода в горячих газах испаряется быстро, и взвешенные частицы разогреваются. Высушенный материал транспортируется потоком газов в циклон, в котором шлам отделяется от газов. Материал разгружается из нижнего конуса роторным питателем и подается в печь через трубу сбрасывания. После циклона дымовые газы очищаются в электрофильтре, и пыль возвращается обратно в печь в сухом виде. У печи с системой LMD электрофильтр меньше, чем фирмы «Альстрем» у ИРП обычной конструкции, потому что температура дымовых газов ниже и объем пыли меньше.

Когда подслои шламового фильтра полностью отдуется при останове, влажный шлам подается прямо в питатель печи, который имеет шнековые лопасти, вращающиеся вместе с корпусом печи, обеспечивая надежную подачу материала в ИРП.

После модернизации печь размером 3,6×82 м завода «Метс-Ботниа» (Финляндия) увеличила свою производительность с 210 до 387 т/сут; печь завода «Седра Скогсегарна» (Швеция) – 3,3×103 м – с 210 до 300 т/сут; печь предприятия «Визафорест» (Финляндия) – 3,6×106 м – с 290 до 500 т/сут.

В разных странах работает уже более 30 модернизированных печей с системой LMD. Первая печь с LMD в США пущена в 1993 г. на заводе «Джеймс Ривер» (Пенингтон, Алабама). Самая крупная печь имеет мощность 750 т/сут.

Другим усовершенствованием для улучшения работы современных ИРП является новый секторный охладитель [19].

Для охлаждения большего количества горячей обожженной извести нужно повысить производительность зоны охлаждения. Спутниковые охладители, установленные в достаточном количестве, могли бы решить задачу, но увеличится нагрузка на самую нижнюю опору и будет трудно найти достаточно места вокруг горячего конца печи. Решением является новый секторный охладитель, который заменяет спутниковые охладители, обмурованный порог и часть футеровки зоны обжига.

Процесс охлаждения в секторном охладителе подобен процессу, который происходит в спутниковых охладителях. Это контактный

противоточный теплообменник, в котором подогревается вторичный воздух за счет тепла обожженной извести [19]. Эффективность теплопередачи в секторном охладителе выше, чем в охладителе спутникового типа. Конструкция охладителя показана на рис. 2.4.

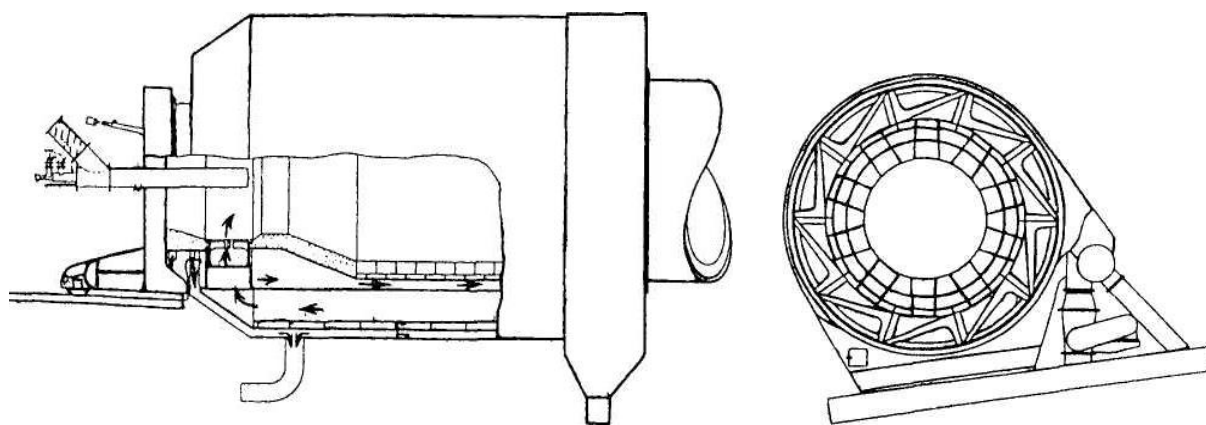


Рис. 2.4. Секторный охладитель обожженной извести фирмы «Альстрем»

Охладитель изготовлен из двух стальных цилиндров разного диаметра, которые расположены концентрично с обечайкой печи один внутри другого. Пространство между цилиндрами разделено на секторы. В передней части охладитель соединен с обечайкой печи трубами, через которые обожженная известь поступает в охладитель. Верхняя часть установлена на скользящих опорах, которые компенсируют тепловые расширения в конструкциях. Весь вращающийся охладитель покрыт стационарным колпаком.

Обожженная известь падает из печи в охладитель через решетки, которые осуществляют грубое сортирование материала. При вращении печи материал транспортируется в охладителе диагональными полосами (аналогично спутниковому охладителю). На выходе известь сортируется: более крупные куски подаются в дробилку, а тонкая фракция идет прямо на конвейер.

Компактность секторного охладителя позволяет расположить дробилку рядом с ним на одном уровне, и печь может быть построена на более низкой отметке, чем печь со спутниковыми охладителями.

На рис. 2.5 изображен секторно-спутниковый охладитель обожженной извести [19]. Вторичный воздух поступает внутрь колпака секторного охладителя ближе к горелке и проходит дальше между обечайкой печи и внутренним цилиндром охладителя. Воздух входит в охладитель в конце разгрузки и проходит через секторы и решетки

в печь. Первичный воздух отбирается из зазора между стационарным колпаком и охладителем.

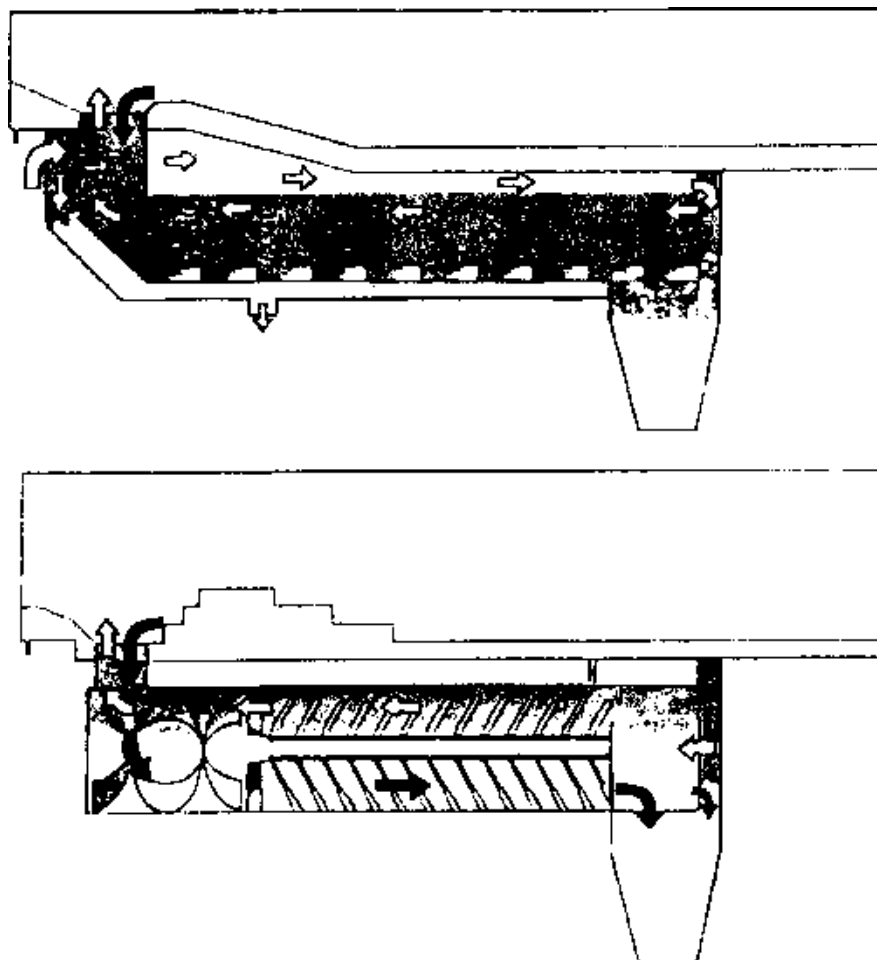


Рис. 2.5. Секторно-спутниковый охладитель обожженной извести

Установка секторного охладителя позволяет снизить нагрузку на опору печи по сравнению с печью со спутниковыми охладителями такой же производительности. Симметричная конструкция охладителя исключает циклические нагрузки при вращении печи. Потери тепла в атмосферу уменьшаются, и температура поверхности колпака ниже, чем у охладителя спутникового типа.

Если при необходимости повышения производительности печи горелка не сможет обеспечить требуемую интенсивность горения в зоне обжига, горелку заменяют. Фирма предлагает горелку «Rugoburner» (Пайробэнэ), хорошо себя зарекомендовавшую на природном газе. Эта горелка разработана специально для ИРП и испытана на более чем 80 поставках в страны Европы и США. Горелка изображена на рис. 2.6.

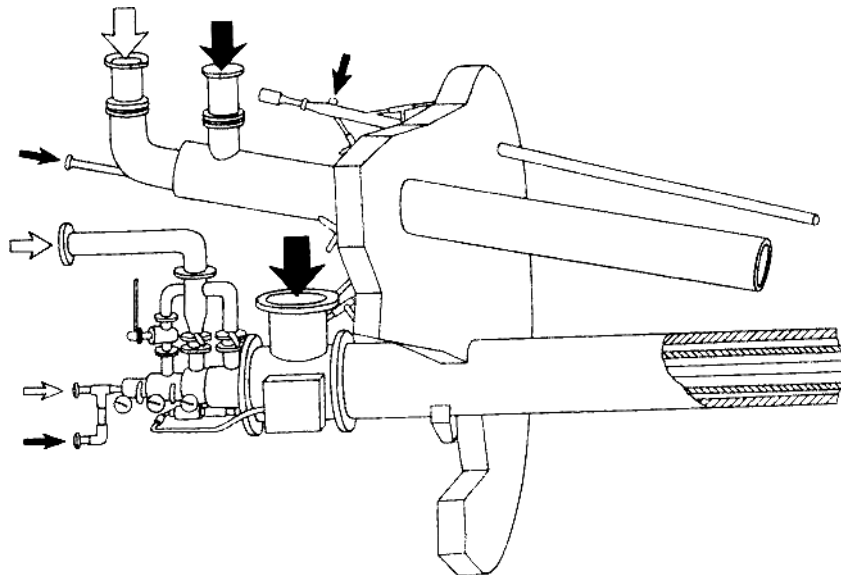


Рис. 2.6. Трехзонная горелка типа «Pyroburner» для ИРП

Горелка гарантирует регулирование формы пламени от короткой и горячей до длинной и более мягкой и обеспечивает стабильную работу в печах разных размеров. Регулирование осуществляется с помощью трех газовых зон и системы распределения воздуха. Форма пламени и распределение воздуха в горелке легко поддерживаются в заданном виде.

Мазут подается с помощью парового распылителя через две серии отверстий, которые также содействуют стабильному горению.

Распределение первичного воздуха между аксиальным воздухом и радиальным воздухом регулируется распределительной заслонкой ADP (Air Distribution Plate). Такая система легко обеспечивает точное формирование пламени на всех видах топлива, позволяет контролировать выбросы NO_x . Передняя часть пламени прочно удерживается у самой горелки, и это дает возможность регулировки факела и распределения тепла по всей зоне обжига.

Сжигание неконденсируемых газов в ИРП возможно как в отдельной, так и в основной горелке. В обоих случаях газы должны хорошо перемешиваться с воздухом с минимальными помехами для основного пламени.

В России фирма «Альстрем» модернизировала ИРП на Сыктывкарском ЛПК в 1996 г., доведя ее производительность до 450 т/сут. Много поставок такого рода в Бразилию, Японию, США, Испанию, Швецию, Китай, Финляндию, Канаду, Индонезию, Португалию, Новую Зеландию приходится на 1993–1998 гг. [8].

В середине 1980-х годов в Финляндии и странах Северной Америки реконструировали вращающиеся печи по системе «Турбомикс» [9–11]. Согласно этой системе, в зоне диссоциации печи устанавливается пять порогов, которые способствуют увеличению степени заполнения поперечного сечения печи до 15...17 % вместо 7...12 %. При этом время диссоциации увеличивалось с 30...45 мин до 60...90 мин, температура в зоне снизилась на 100...200 °С, скорость газов в зоне диссоциации уменьшилась с 4,5 до 3,0 м/с, а на выходе газов из ИРП – с 1,9 до 0,97 м/с. Сообщалось, что активность извести при этом повышалась до 90...92 %, а расход тепла снижался с 7,16 до 5,61 ГДж/т извести. Возврат пыли в систему не был рекомендован из-за возможности накопления. Предлагалось использовать пылевидный унос для бытовых целей.

Современное оборудование. В настоящее время используются три системы загрузки ИРП: винтовой конвейер, ленточный транспортер и комбинация – ленточный транспортер/короткий шнек.

Винтовой конвейер и питающий желоб изготавливаются из углеродистой стали. Часть конвейера, которая вдавливается в печь, имеет кожух с водяным охлаждением. Винтовые конвейеры используются для подачи шлама сухостью до 60...75 %, при повышении сухости шлама более 70 % резко возрастает потребляемая мощность, и начинают забиваться шнеки.

Системы загрузки ИРП ленточными транспортерами имеют ряд преимуществ: они не забиваются при транспортировке шлама, имеют меньшее энергопотребление и проще в обслуживании. Некоторые осложнения возникают в местах загрузки шлама в печь, так как при этом возможна утечка воздуха, для предотвращения этого используют различные типы уплотнителей в виде завес.

Новые ИРП оснащаются комбинированной системой транспортировки и загрузки шлама, в которой стационарный ленточный конвейер сбрасывает шламовую папку на короткий, большого диаметра мощный шнек, загружающий шлам в печь. При модернизации линий загрузки ИРП винтовые конвейеры стандартных размеров 0,25...0,5 м в диаметре заменяют на короткие шнеки 0,5...0,7 м в диаметре.

Подобное увеличение номинальных размеров витков шнека предотвращает забивание, снижает потребляемую мощность и решает проблемы с плохой герметичностью уплотнений.

Корпус загрузочного конца – это стационарная конструкция, обеспечивающая соединение с вращающимся кожухом печи и служащая для отведения отходящих газов и подачи известкового шлама. Для предотвращения попадания воздуха в печь в месте крепления загрузочного конца предусмотрено листовое уплотнение («рыбья чешуя») (рис. 2.7).

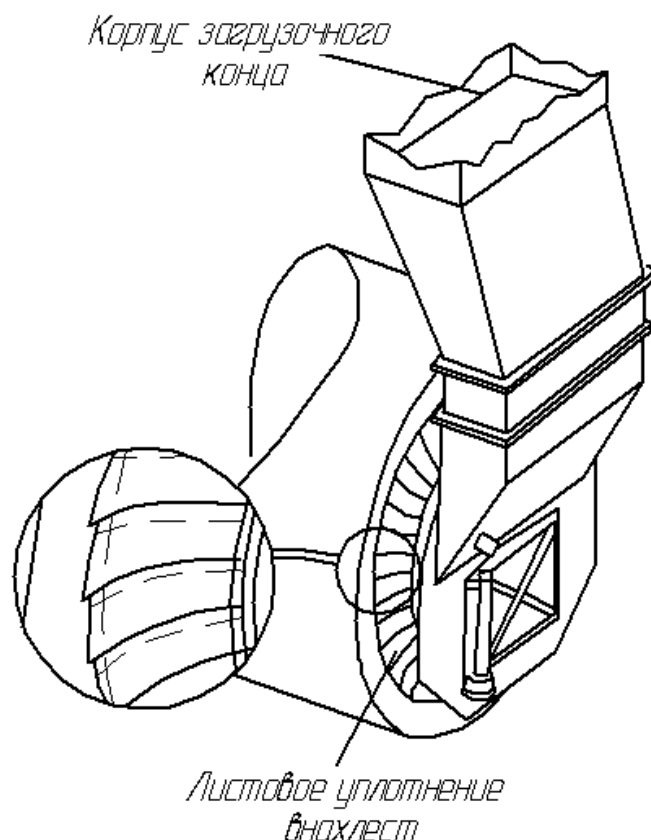


Рис. 2.7. Загрузочный конец ИРП

Такое уплотнение сохраняет контакт с печью при ее перемещении вверх и вниз между упорными роликами и при расширении и сжатии при температурных изменениях размеров кожуха.

На рис. 2.8 показано использование уплотнения такой конструкции в загрузочном конце.

Вытяжной вентилятор системы дымовых газов печи требуется для создания тяги и поддержания статического давления в коллекторе пыли. Дымососы бывают «влажные» или «сухие» в зависимости от месторасположения.

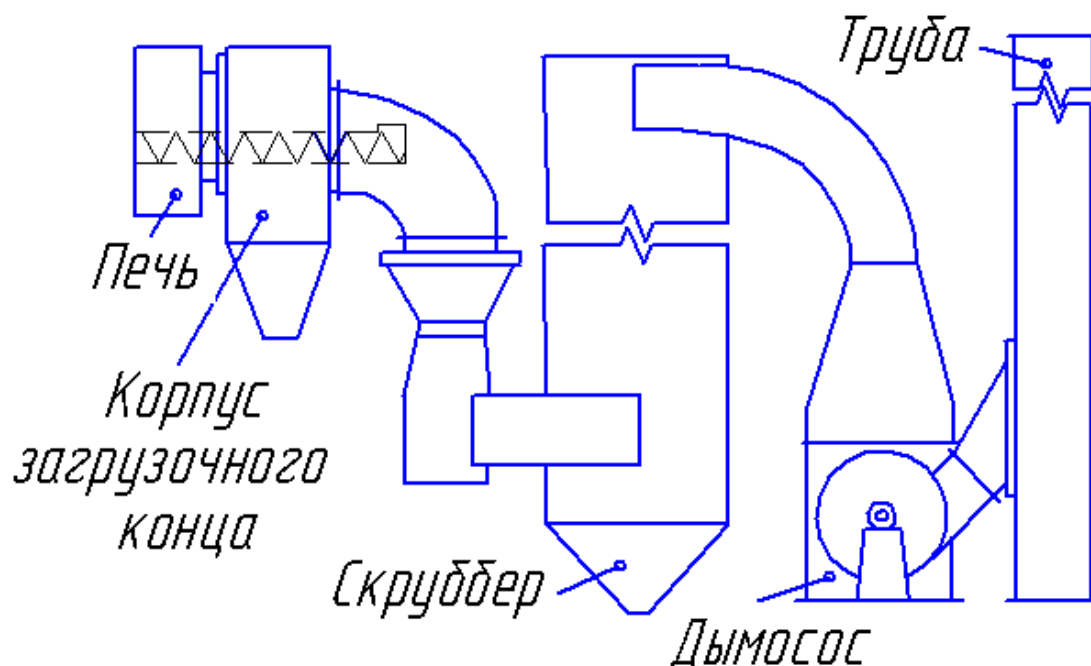


Рис. 2.8. Устройство «холодного» дымососа

«Влажный» (или «холодный») дымосос расположен между скруббером и дымовой трубой (см. рис. 2.8). Свое название вентилятор получил по причине обработки насыщенных влагой отработанных газов. Из-за влажности газа, поступающего в дымосос, на лопастях образуются отложения. Для очистки ротора во время работы и, следовательно, для предотвращения вибрации, вызванной наростами, используются водяные sprays. Ротор и корпус собраны из нержавеющей стали во избежание коррозии.

Сухой (или «горячий») дымосос расположен в системе горячих газов перед скруббером (или электростатическим фильтром). На рис. 2.9 показана компоновка такого дымососа со скруббером. Для одной и той же печи сухой вентилятор должен иметь большую мощность, чем влажный, т. к. газ при более высокой температуре занимает больший объем. В сухом вентиляторе не образуются отложения, и он может быть из углеродистой стали. При этом требуются подшипники с водяным охлаждением, что увеличивает потребление мощности сухого вентилятора на 20 % по сравнению с мокрым дымососом. На большинстве современных ИРП устанавливают сухие вентиляторы, поскольку они легче в обслуживании и требуют более низких капитальных затрат.

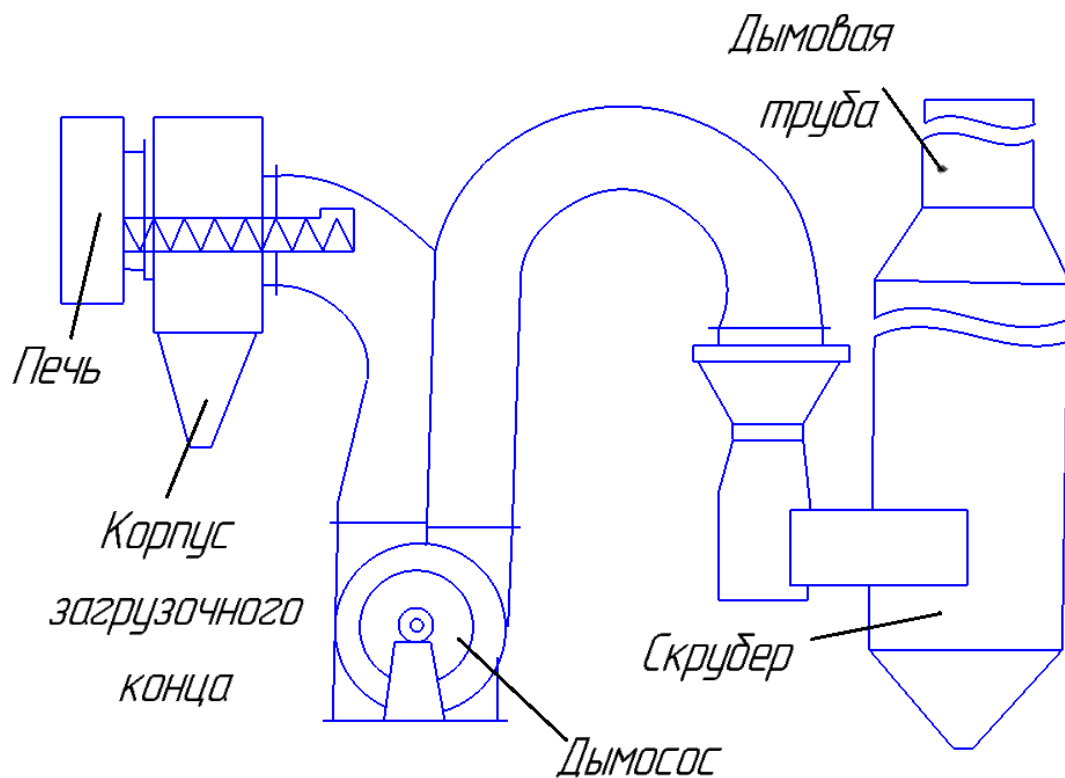


Рис. 2.9 Устройство горячего дымососа

Большинство дымососов оснащены приводами с регулируемой скоростью для обеспечения лучшего контроля за работой системы. В табл. 2.1 представлены технические характеристики дымососов используемых в ИРП.

Таблица 2.1

Техническая характеристика дымососов

Марка дымососа	Производительность, м ³ /час	Частота вращения ротора, об/мин	Мощность привода, кВт
Д-3,5-1500	3200–5000	1500	2,2
ДН6М-1000	1300–4400	1000	5,5/4,0
ДН6М-1500	2300–8100	1500	7,5/5,5
ДН-8У	6970	1000	7,5
ДН-8У	10460	1500	15
ДН-9У	9930	1000	11
ДН-9У	14900	1500	15
ДН-10У	13260	1000	15
ДН-10У	20430	1500	30
ДН-11,2У	19130	1000	22
ДН-11,2У	28700	1500	45
ДН-12,5У	26600	1000	30
ДН-12,5У	39900	1500	75

Футеровка печи. Кожух печи с внутренней стороны имеет слой изоляции, снижающий тепловые потери на 0,4...0,5 МДж/т извести. Популярными системами огнеупорной изоляции являются системы футеровки из двойного кирпича, из одиночного кирпича и отливаемые огнеупорные системы.

В системах футеровки из двойного кирпича изоляционный блок кладется к кожуху печи, а на него укладывается слой огнеупорного кирпича. Обычно в зоне предварительного нагрева ИРП двойная футеровка включает изоляционный кирпич толщиной 6,5 см и армированный кирпич из огнеупорной глины (содержание глинозема – 40...60 %). В зоне обжига футеровка, как правило, состоит из изоляционного кирпича толщиной 4,0 см и огнеупорного армированного кирпича толщиной 20...25 см (60...70 % глинозема).

Во всех отливаемых видах футеровки используют устанавливаемый к поверхности кожуха изоляционный блок или кирпич, а затем – отливаемую огнеупорную рабочую футеровку. В системе, представленной на рис. 2.10, закладные детали из нержавеющей стали привариваются к кожуху изнутри с интервалами примерно 23...25 см.

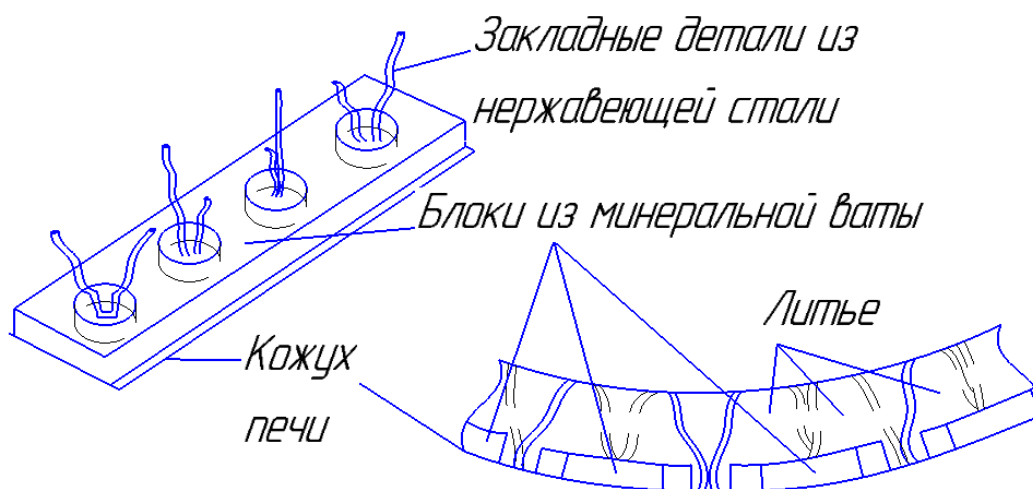


Рис. 2.10. Литая огнеупорная изоляционная система

Далее, по внутренней поверхности кожуха устанавливаются блоки из высококачественной изоляционной минеральной ваты с отверстиями. Блоки из минеральной ваты заливаются огнеупорным составом, в качестве которого используются жаропрочные бетоны из портландцемента и шамотной муки.

Устройства внутреннего теплообмена предназначены для снижения расхода топлива и снижения температуры отходящих газов,

особенно если печь не оборудована наружной системой распылительной сушки для утилизации тепла отходящих газов.

К устройствам теплопередачи относятся системы цепей, перегородок, опрокидывателей, подъемников и стержней, а также перемешивающие щиты. На рис. 2.11 представлены типичные внутренние устройства теплопередачи.

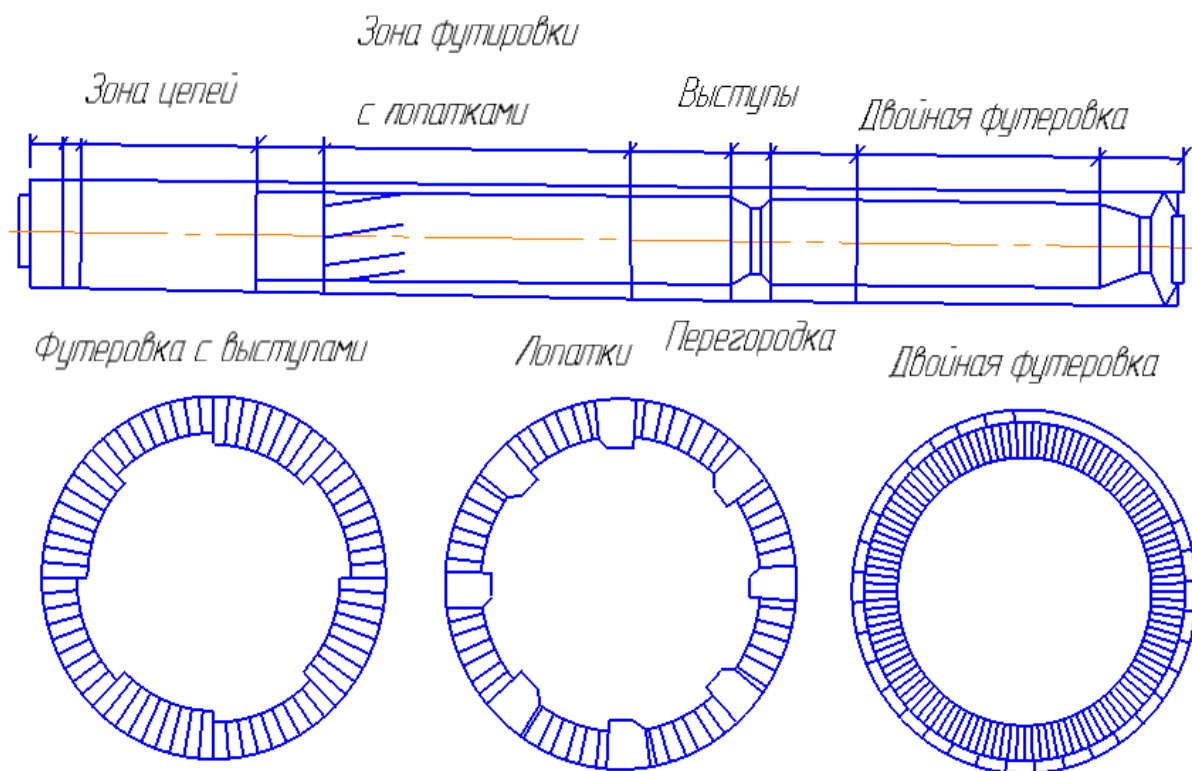


Рис. 2.11. Типичное внутреннее устройство печи

Правильно разработанные внутренние устройства теплопередачи обеспечивают снижение температуры отходящих из печи газов до 150...200 °С; вызывают чрезмерное пылеобразование в загрузочном конце печи; сдерживают загружаемый в печь поток, а также вызывают его обратное отбрасывание в загрузочный конец.

В загрузочном конце большинства печей применяются *цепи для сушки и предварительного нагрева мокрого шлама*. При вращении печи цепи погружаются в мокрый шлам и поднимаются из него. По мере вращения набранный на цепи шлам высыхает и отпадает, а цепи поглощают тепло горячих газов, и цикл повторяется. Правильно спроектированная система цепей высушивает и нагревает загружаемый шлам, а также утилизирует большое количество тепла, содер-

жащегося в уходящих газах, прежде чем они покинут печь. Обычные температуры газов в конце зоны цепей в печи равны 650...760 °С.

Масса цепей определяет количество тепловой энергии, передаваемой вверх по печи от форсунки, а площадь поверхности цепей определяет скорость передачи тепла известковому шламу для испарения влаги. Обычно мощность цепной завесы рассчитывают исходя из предпосылки, что материал содержит не более 20 % известняка. Большинство цепных систем имеют короткую питательную спиральную часть (ее длина обычно 1,0...1,5 диаметра печи) для продвижения влажной папки шлама вперед. Цепи, как правило, крепятся к кожуху печи подвесными скобами и стержнями.

На практике применяют три способа навески цепей: навеску со свободными концами, гирляндную навеску с креплением за оба конца и хордовую навеску.

При первом способе навески цепь посредством швеллера или кольца подвешивается одним концом к внутренней стороне корпуса, с другой свободно свисает, при этом длина цепи составляет 0,6...0,7 от диаметра печи, а расстояние между рядами цепей – 0,2...0,25 м.

При навеске цепей гирляндами их крепят обоими концами так, что крепление концов смещается по винтовой линии, при этом цепи свисают до оси или несколько ниже.

При хордовой навеске цепей каждая цепь закрепляется в нескольких местах по длине окружности внутреннего диаметра печи и располагается на поверхности футеровки по винтовой линии.

Обычно используют круглые или овальные корабельные цепи или цепи из жаропрочной стали (содержание хрома 25...30 %).

Первая часть системы цепей – это зона плотной навески цепей, действующих как пыльная завеса. На количество цепей влияет содержание натрия и сухость загружаемого шлама. Вторая часть системы цепей – это обычно зона навесных цепей или гирлянды цепей меньшей плотности. Основной процесс сушки шлама происходит в этой части. Гирлянды цепей наиболее пригодны из-за поддержания чистоты футеровки печи и разбивания комков шлама.

Почти все без исключения ИРП в настоящее время оборудованы огнеупорной перегородкой (экранирующий теплообменник), расположенной над отверстиями каналов холодильников. Плавный наклон перегородки увеличивает срок службы огнеупорной футеровки и продвигает хорошо перемешанную известь к выходу из печи. Перегородка увеличивает продолжительность пребывания продукта в печи

и толщину слоя извести в зоне обжига как раз под пламенем.

Процесс обжига зависит от времени нахождения шлама в печи и температуры обжига. При увеличении продолжительности обжига можно снизить температуру в зоне обжига, т. е. печь может эксплуатироваться при более низких температурах. Увеличение толщины слоя извести означает расположение шлама ближе к пламени, что ведет к экономии топлива, так как теплоотдача от пламени становится максимальной. К тому же улучшается качество извести, поскольку теплопередача более равномерна, и исключена опасность переобжига.

Иногда перегородки устанавливаются в середине печи, в зоне подогрева для улучшения теплопередачи между горячими газами и известковым шламом. Эти перегородки значительно ниже по высоте по сравнению с перегородками разгрузочного конца. Они увеличивают продолжительность пребывания шлама в печи и способствуют плавному продвижению извести вдоль печи.

Большинство перегородок изготавливают из кирпича с высоким содержанием глинозема (60...70 %) такого же типа, как и кирпич в зоне обжига. В некоторых печах кирпич с высоким содержанием глинозема используется только для верхней, горячей поверхности перегородки, а нижняя часть изготавливается из кирпича с низким содержанием глинозема (40 %).

В печах используются опрокидыватели, изготовленные из кирпича, а также опрокидыватели/лопатки, изготовленные отливом, и стальные лопатки/полосы.

Опрокидыватели и лопатки расположены сразу же после зоны цепей по всей зоне нагрева и занимают до 20 % длины барабана печи. Во многих печах они также указывают на начало зоны огнеупорной футеровки. 6...8 опрокидывателей в зависимости от диаметра печи равномерно располагаются по внутренней окружности печи. Для снижения пылеобразования опрокидыватель должен работать плавно, а его высота не должна превышать 15 см над уровнем футеровки (рис. 2.12).

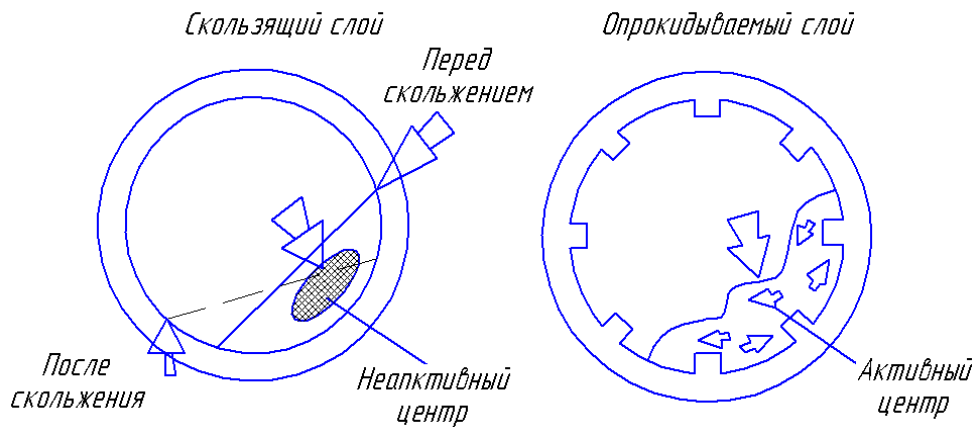


Рис. 2.12. Относительные физические условия скользящего и опрокидываемого слоя

Назначение опрокидывателей – перемещение и перемешивание слоев массы известкового шлама, что обеспечивает равномерность обжига шлама по всей толщине слоя. Без опрокидывателей огнеупорная футеровка представляла бы собой гладкую поверхность, вызывающую скольжение извести по мере ее продвижения в печи. Опрокидыватели обеспечивают равномерный теплообмен с горячим газом и увеличивают площадь контакта извести с огнеупорной футеровкой. Опрокидыватели повышают тепловой КПД печи, равномерность обжига и постоянство качества извести.

Наиболее предпочтительными для современных печей являются секции опрокидывателей, изготовленные отливом и заделываемые в кожух печи (рис. 2.13). На некоторых новых печах также устанавливают 3 или 4 секции стальных полос длиной до 6 м, размещенных по окружности на огнеупорной футеровке. Такие лопатки обеспечивают прогрев шлама, поступающего из секции цепей, и частично заменяют цепи в некоторых печах.

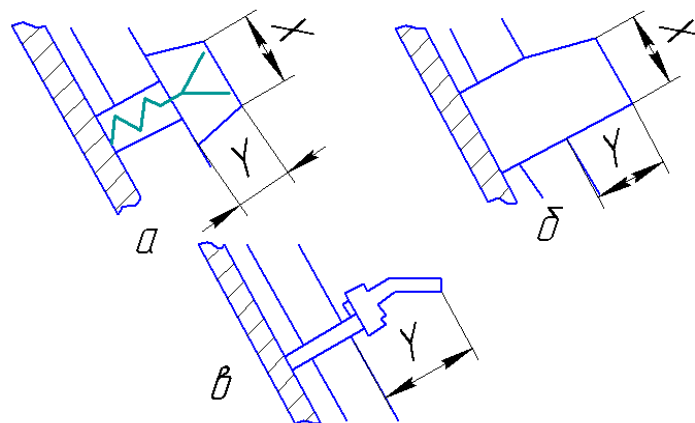


Рис. 2.13. Типы опрокидывателей: а – подъемник, отливаемый по месту; б – предварительно отлитый опрокидыватель; в – стальной подъемник

Перемешивающие экраны предназначены для повышения эффективности смешения шлама с топочными газами, что повышает эффективность теплопередачи. Могут устанавливаться от 1 до 4 перемешивающих экранов, что дает экономию энергоресурсов 6...10 %. На рис. 2.14 показано перемешивание газа с помощью перемешивающих экранов. Подобные экраны давно и широко используются в печах для обжига клинкера в цементной промышленности, но для ИРП являются новинкой.

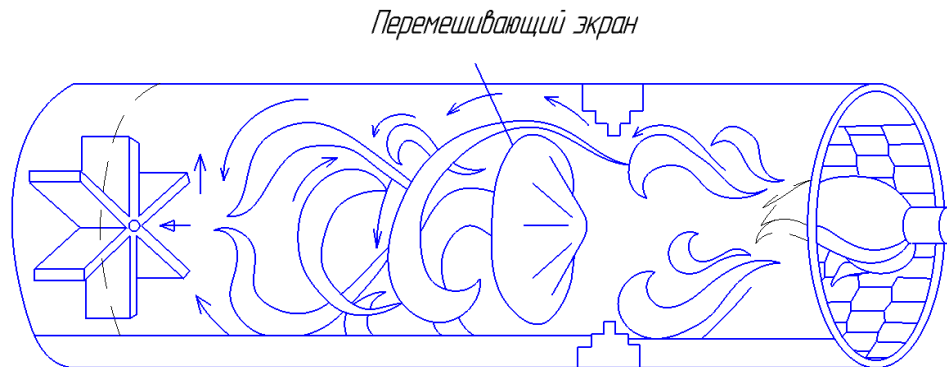


Рис. 2.14. Перемешивание воздуха, создаваемое перемешивающим экраном

Форсунка используется для распыления топлива в печи и смешения его с воздухом для создания факела. На рис. 2.15 представлено устройство типичной комбинированной газовой и мазутной форсунки. Выбор форсунки и характеристики факела, создаваемого форсункой, играют важную роль в работе печи, поскольку влияют на выход извести, ее качество, расход топлива и срок службы футеровки. На рис. 2.16 представлена схема подачи топлива к форсунке, а на рис. 2.17 конструкцию газовой горелки.

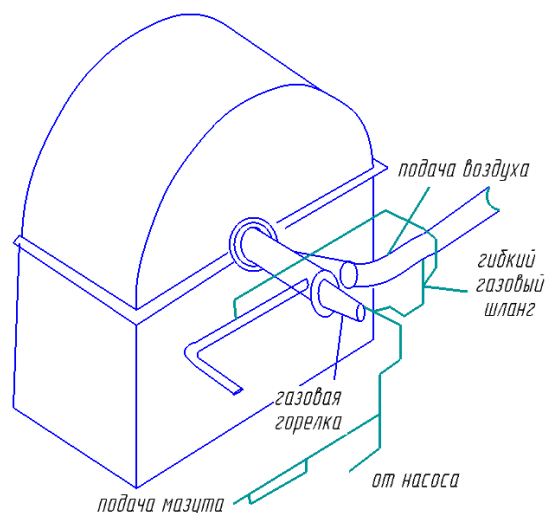


Рис. 2.15. Комбинированная газовая и мазутная форсунка

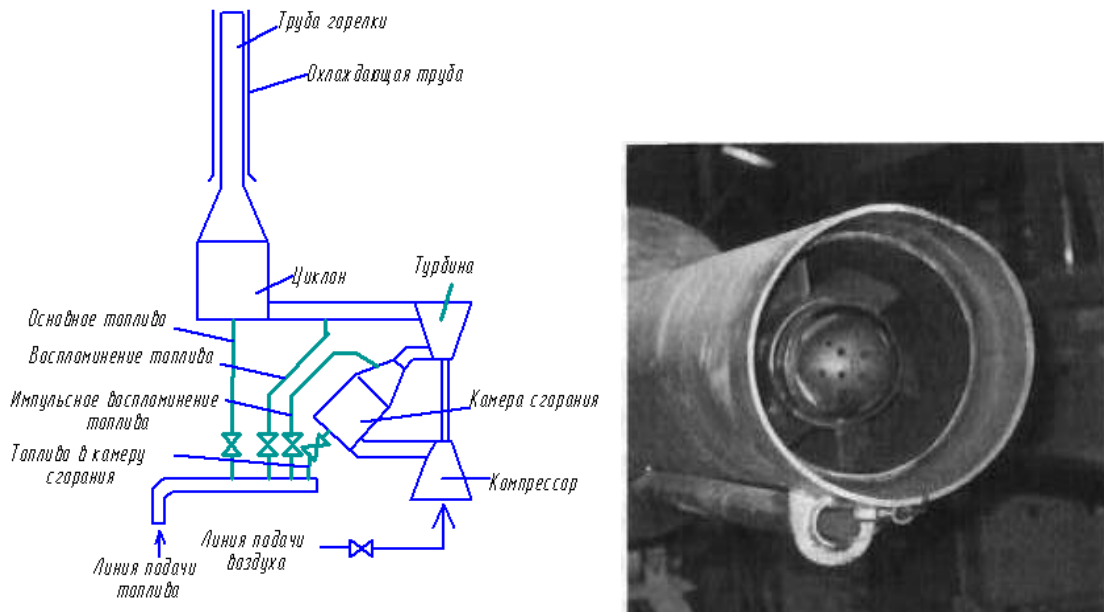


Рис. 2.16. Схема подачи топлива

Главными переменными параметрами при проектировании форсунки являются диаметр сопла, эффективность смешения воздушного дутья с топливом и распыление топлива. Чем больше диаметр сопла, тем больше получаемое пламя. Наиболее легко в воздушно-топливной смеси распыляется природный газ. Мазутные форсунки обычно имеют паровое распыление, хотя некоторые конструкции имеют воздушное или механическое распыление. Перед подачей мазута в форсунку необходимо поддерживать температуру топливного мазута на уровне 105...120 °С.

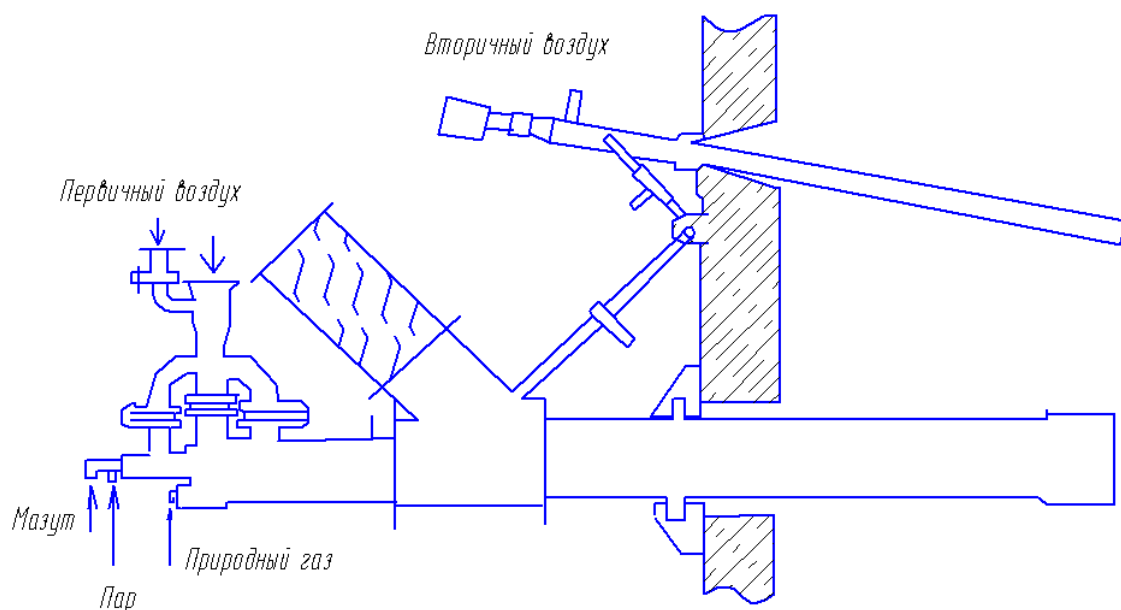


Рис. 2.17. Конструкция газовой горелки

На рис. 2.18 показаны различные формы факела. При большом значении соотношения расходов «первичный воздух» : «топливо» по сравнению с расходом вторичного воздуха образуется короткое, кустистое пламя.

Короткое пламя имеет высокую температуру, и из-за высокой теплопередачи получает много тепла. При этом увеличивается производительность печи и КПД топлива, однако короткое пламя вызывает переобжиг извести и снижает срок службы футеровки.

При недостатке первичного воздуха образуется длинное, слабое пламя, которое в действительности охлаждает печь. Для длинного пламени характерна плохая теплопередача, что вызывает неполноту обжига известкового шлама. Подача первичного воздуха имеет тенденцию укорачивать пламя; высокая скорость воздуха еще больше укорачивает пламя.

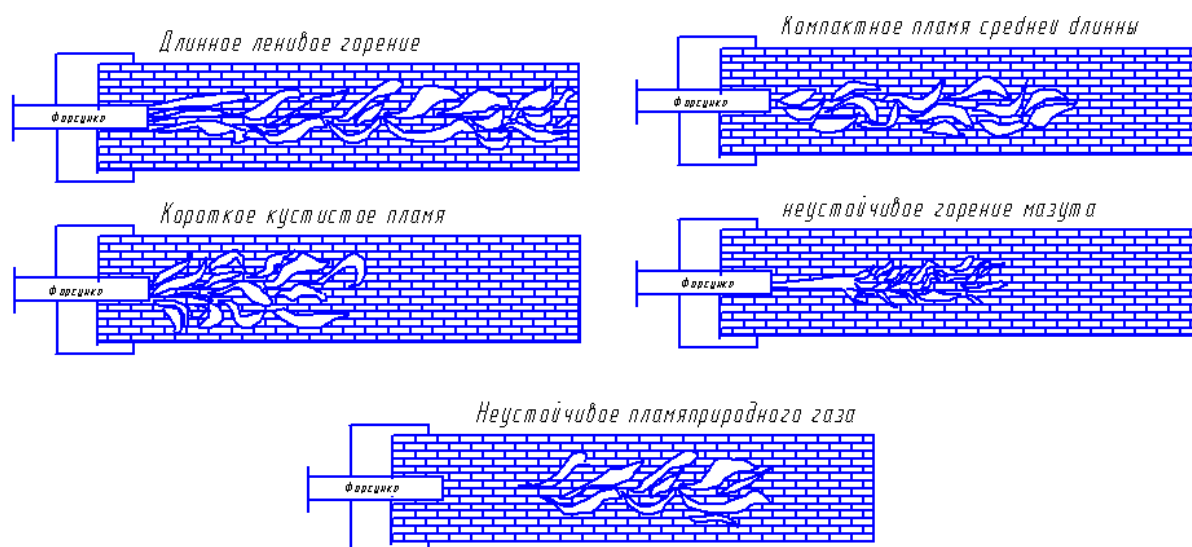


Рис. 2.18. Формы пламени в ИРП

Оптимальным решением является компактное пламя средней длины (примерно три диаметра печи), которое охватывает 60...70 % внутреннего диаметра. Пламя не должно ударяться о футеровку, а должно мягко «лизать» содержимое печи. Такой характер пламени обеспечивается при равномерном распределении вторичного воздуха. Обычно доля первичного воздуха составляет около 10...15 % от общего расхода воздуха для горения.

В настоящее время многие целлюлозные комбинаты для соблюдения норм на вредные выбросы сжигают в ИРП неконденсируемые газы

варочных котлов и выпарных установок. Подобная утилизация может вызвать проблемы в ИРП, например, образование колец. Поток неконденсируемых газов непостоянен и может содержать значительные объемы водяных паров. В этом случае возникают проблемы сохранения производительности печи, связанные с необходимостью поддержания более высокого, чем обычно, уровня кислорода в дымовых газах для хорошего контроля выбросов общей редуцирующей серы.

При сжигании в ИРП неконденсируемых газов необходимо вносить изменения в конструкцию форсунки. При этом предусматривается подача неконденсируемых газов в основание пламени форсунки для обеспечения полного окисления всех дурнопахнущих соединений серы. Одним из вариантов изменения конструкции форсунки является установка отдельного трубопровода или трубок внутри кольцевого воздухопровода форсунки над её наконечником. Площадь поперечного сечения трубопровода зависит от объема и состава неконденсируемых газов. Другим вариантом является подача неконденсируемых газов через отдельные каналы в трубопровод первичного воздуха. В этом случае неконденсируемые газы используются как дутье. В некоторых печах неконденсируемые газы вводятся по отдельному трубопроводу собственным вентилятором и сжигаются отдельно таким образом, чтобы пламя от сжигания газа смешивалось с главным пламенем форсунки. Последний подход имеет преимущество, так как не нарушает работу главной форсунки.

Огнестойкий колпак или экран закрывает разгрузочный конец печи. Колпак или экран должны быть оборудованы смотровыми отверстиями и приборами, а также устройством для подъема с целью обеспечения доступа к печи в случае необходимости ремонта обмуровки. Используются также конструкции колпаков с раздвижным типом дверей или «шторкой». Щель между дверцами герметизируется при эксплуатации печи. Крановые рельсы позволяют откатывать дверцы для доступа при необходимости обслуживания.

Огнестойкий экран в разгрузочном конце имеет более низкие капитальные затраты по сравнению с колпаком и способствует предотвращению случайного поступления холодного вторичного воздуха, поскольку в нем отсутствует отверстие для огнестойкого колпака.

Зачастую в ИРП образуются круглые комки и куски, которые в случае установки огнезащитного экрана должны выходить из печи через холодильники. Как правило, печи с огнезащитными экранами имеют вторую перегородку в зоне разгрузки для удержания комков до их разбивания или истирания перед попаданием в холодильники.

Однако некоторые из этих комков настолько твердые для разбивания или истирания, что приходится останавливать печь и разбивать их вручную. В процессе работы печи подобные комки и глыбы измельчают гранулированную известь и таким образом увеличивают потери продукта с пылью.

С другой стороны, огнестойкий колпак дает возможность разгрузки комков из печи в колпак, откуда они направляются в дробилку или вытаскиваются при невозможности их разбивания. Тем временем печь продолжает работать.

Холодильник извести вращающейся ИРП (рис. 2.19) служит для снижения температуры выходящей из печи извести от температуры 1000...1200 °С до 200...300 °С. Воздух при этом нагревается до температуры 200...400 °С и подается в ИРП.

В ИРП используются несколько типов холодильников извести.

Одна из первых конструкций холодильников – однобарабанный холодильник представляет собой вращающийся стальной барабан диаметром 2,0...2,5 м и длиной 20...25 м, снабженный внутри металлическими полками и радиальными перегородками (см. рис. 2.19). Барабан установлен с уклоном 3,5° к горизонту на двух роликовых опорах и приводится во вращение (3 мин⁻¹) от электродвигателя через редуктор и зубчатую передачу. Известь сыпается в холодильник из печи по течке. После охлаждения известь с помощью ковшей, укрепленных на конце барабана, под его свод и по течке сыпается на конвейер. Воздух поступает в печь и соединяется с первичным дутьевым воздухом.

Второй тип холодильников – многотрубные холодильники-рекуператоры (рис. 2.20). Эти холодильники имеют меньшие размеры и более дешевы, однако известь после таких холодильников имеет более высокую температуру (см. рис. 2.18).

Многотрубный холодильник-рекуператор состоит из 10...12 охлаждающих барабанов 1, расположенных вокруг горячего конца печи 5 и сообщающихся с ней посредством патрубков 4, через которые известь выходит из печи в холодильник, а нагретый вторичный воздух поступает в печь, где смешивается с первичным воздухом. Горячая часть каждого барабана футерована плитами 3 из жароупорного чугуна. Остальная часть барабанов вместо плит снабжена цепной завесой 2. Холодильники крепятся к печи таким образом, чтобы обожженная известь падала в холодильники в самом конце разгрузочной части печи. Попав в холодильники, известь меняет направление перемещения на обратное и проходит через устройства теплопередачи

вверх, к противоположному концу холодильника, где охлаждается до требуемой температуры.

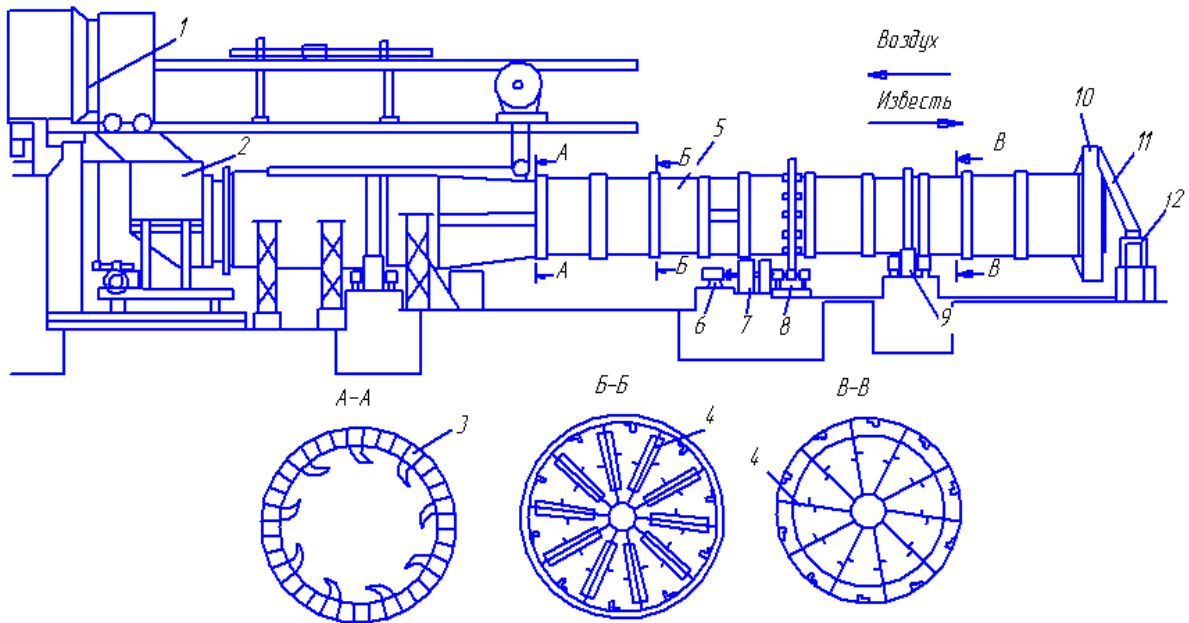


Рис. 2.19. Однобарабанный холодильник:

- 1 – вращающаяся печь; 2 – занавеса; 3 – полки; 4 – перегородки;
 5 – барабан холодильника; 6 – электродвигатель; 7 – редуктор; 8 – зубчатая передача;
 9 – роликовые опоры; 10 – ковши; 11 – экран; 12 – пластинчатый транспортер

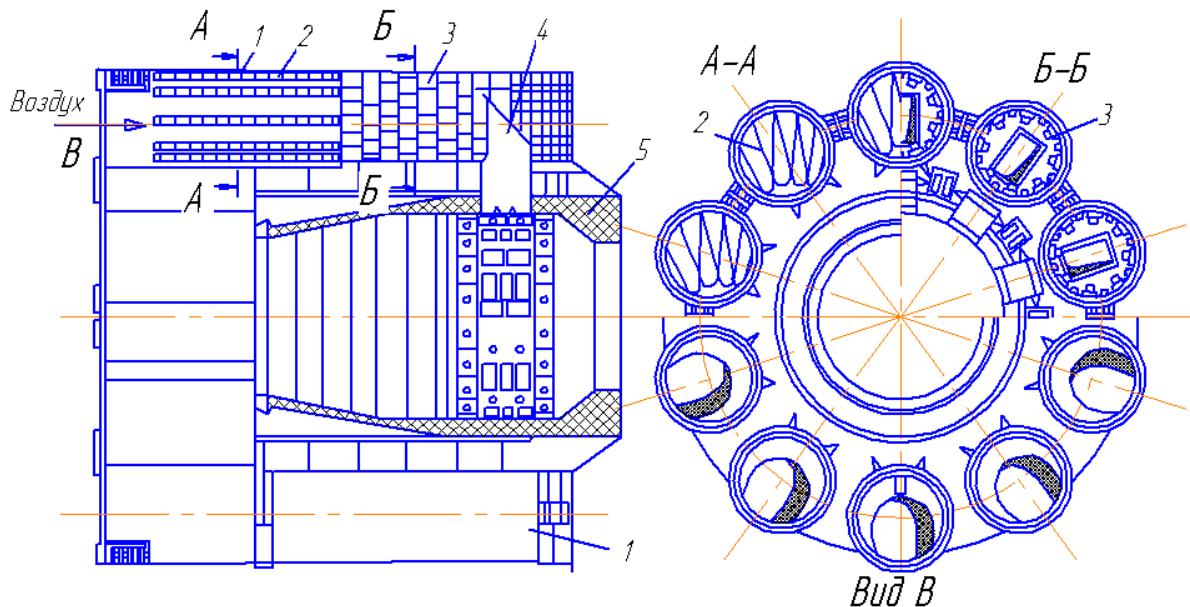


Рис. 2.20. Рекуперационный холодильник:

- 1 – охлаждающие барабаны; 2 – цепная занавеса; 3 – футеровочные плиты;
 4 – патрубки; 5 – печь

Секторный охладитель (рис. 2.21) изготовлен из двух стальных цилиндров разного диаметра, которые расположены концентрично с обечайкой печи один внутри другого. Пространство между цилиндрами разделено на секторы. В передней части охладитель соединен с обечайкой печи трубами, через которые обожженная известь поступает в охладитель. Верхняя часть охладителя установлена на скользящих опорах, которые компенсируют тепловые расширения конструкции. Охладитель покрыт стационарным колпаком.

Обожженная известь падает в охладитель через решетки, которые осуществляют грубое сортирование материала. При вращении печи материал транспортируется в охладителе диагональными полосами. На выходе известь сортируется: более крупные куски идут в дробилку, тонкая фракция поступает на конвейер. Компактность секторного охладителя позволяет расположить дробилку на одном уровне, и печь может быть расположена на более низкой отметке по сравнению с другими типами охладителей.

Вторичный воздух поступает внутрь колпака секторного охладителя и проходит между обечайкой печи и внутренним цилиндром охладителя. Воздух входит в охладитель в конце разгрузки и проходит через сектора и решетки в печь. Первичный воздух забирается из зазора между стационарным колпаком и охладителем. Усовершенствованная конструкция рекуперационного холодильника позволяет охлаждать большие объемы обожженной извести при снижении нагрузки на опоры печи (см. рис. 2.20).

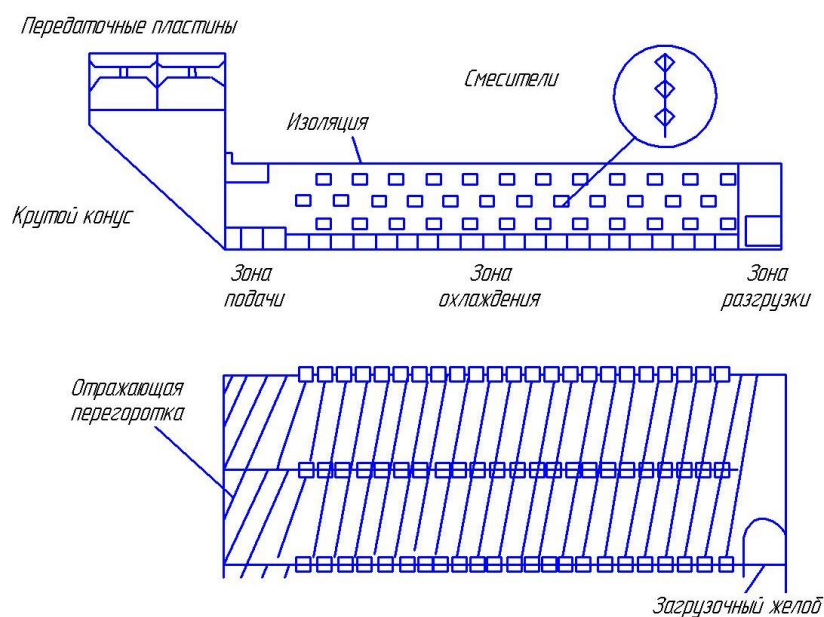


Рис. 2.21. Секторный охладитель

3. ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ИЗВЕСТЕРЕГЕНЕРАЦИОННОЙ ПЕЧИ

3.1. ТЕПЛООБМЕН ПРИ ОБЖИГЕ КУСКОВЫХ МАТЕРИАЛОВ ВО ВРАЩАЮЩИХСЯ ПЕЧАХ

В процессе подсушки шлама в холодном конце печи образуются шаровидные гранулы с эквивалентным диаметром 10...12 мм. Подсушка шлама осуществляется в тонких слоях, налипающих на внутреннюю поверхность барабана, изолированного футеровкой и присоединенных к футеровке металлических цепей.

Тепло от нагретых газов к поверхности влажного материала в области относительно низких температур ($t_g \leq 700 \text{ }^\circ\text{C}$) передается в основном конвекцией. Наличие в зоне подсушки шлама навесных цепей повышает активную поверхность теплообмена в 3...5 раз.

Тепло к подсушенным гранулам материала в области высоких температур ($t_g \geq 700 \text{ }^\circ\text{C}$) передается главным образом лучеиспусканием от дымовых газов и нагретой футеровки. Нагрев движущегося в печи материала как в стадии подсушки, так и по окончании ее является нестационарным, весьма сложным процессом [1].

Длина зоны подсушки определяется по общему уравнению теплообмена

$$Q_u = Q_m = a_u \cdot F_u \cdot L_u \cdot \Delta \bar{t}, \quad (3.1)$$

где Q_u – расход тепла в цепной зоне подсушки шлама, кДж/ч;

a_u – коэффициент теплообмена на поверхности влажного материала, Вт/(м² °С);

F_u – условная поверхность теплообмена, отнесенная к 1 м длины печи, м²/м;

L_u – длина цепной зоны, м;

$\Delta \bar{t}$ – среднеарифметический температурный напор, °С.

В данном уравнении условно принимается, что активная поверхность теплообмена влажного материала F_M , м²/м, равна приведенной поверхности навесных цепей и барабана:

$$F_M = F_u \cdot \pi \cdot D_u \cdot (1 + k_u), \quad (3.2)$$

где D_u – диаметр цепной зоны, м;

k_u – отношение поверхности цепей к поверхности футеровки.

Вследствие неопределенности формы теплообменной поверхности коэффициент теплообмена определяется по эмпирической зависимости

$$a_u = 16,5 \cdot \omega_z^{0,7}, \quad (3.3)$$

где ω_z – скорость движения газов, отнесенная к свободному сечению печи.

Средний теплообменный потенциал $\Delta \bar{t}$ определяют исходя из того, что процесс сушки протекает в первом периоде, и, следовательно, температура поверхности материала в конце сушки равна температуре смоченного термометра. В действительности в интервале влагосодержаний шлама в цепной зоне процесс сушки протекает в периоде падающей скорости, поэтому необходимо учитывать коэффициент сушки $k_c = 0,5 \dots 0,6$. Уравнение (3.1) не учитывает также влияния лучистой теплоотдачи от газового потока к материалу, что при входной температуре газов $t_z \geq 800 \text{ }^\circ\text{C}$ вносит существенную погрешность в расчет теплообмена в цепной зоне.

В соответствии с изложенным для определения длины цепной зоны рекомендуется следующая формула:

$$L_u = \frac{Q_u}{F_u \cdot (a_u^n + a_u^k) \cdot \Delta t \cdot k_c}, \quad (3.4)$$

где a_u^n , a_u^k – коэффициент теплообмена соответственно лучеиспусканием и конвекцией.

Теплообмен в зонах нагрева высушенного материала осуществляется в основном лучеиспусканием. Источником тепла при этом является газовый поток, излучающий тепло на поверхность пересыпающегося слоя материала и футеровку печи. Футеровка печи передает основную часть воспринимаемого тепла материалу путем лучеиспускания и непосредственного соприкосновения и небольшую часть теряет в окружающую среду теплопроводностью. В соответствии с этим тепловой баланс процесса теплообмена в основных зонах печи определяется уравнением

$$Q_{z,\phi}^n + Q_{z,\phi}^k = Q_{\phi,m}^n + Q_{\phi,m}^c + Q_{OK}, \quad (3.5)$$

где $Q_{z,\phi}^n$, $Q_{z,\phi}^k$ – передача тепла от газов к внутренней поверхности футеровки лучеиспусканием и конвекцией;

$Q_{\phi,m}^a$, $Q_{\phi,m}^c$ – передача тепла от поверхности футеровки к поверхности слоя материала лучеиспусканием и непосредственным соприкосновением;

$Q_{ок}$ – потеря тепла футеровкой в окружающую среду.

В практике проектирования вращающихся печей используют эмпирические зависимости, аналогичные тем, которые применяются при расчете теплообмена в топках паровых котлов. В качестве основного определяющего критерия принято число Больцмана:

$$B_0 = \sigma_0 \cdot T_m^4 \cdot F / Q, \quad (3.6)$$

где σ_0 – коэффициент излучения абсолютно черного тела, кДж/(м²·ч·°К⁴);

T_m – теоретическая температура горения, °К;

F – общая поверхность теплообмена, м²;

Q – общее количество тепла, выделяемого в печи, кДж/ч.

Влияние конвективного теплообмена в печи учитывается дополнительным критерием, равным отношению коэффициентов теплообмена лучеиспусканием и конвекцией

$$K = \frac{\sigma_0 \cdot T_m^4 \cdot d^{0.2} \cdot \nu_2^{0.8}}{\Delta T \cdot \lambda_2 \cdot \omega_2^{0.8}}, \quad (3.7)$$

где d – размер кусков материала, м;

ν_2 – коэффициент кинематической вязкости, м²/с;

λ_2 – коэффициент теплопроводности газов, Вт/(м·°С);

ω_2 – скорость газов, м/с;

ΔT – средняя разность температур дымовых газов и материала, °С.

Для упрощения расчета второй критерий заменяется отношением

$$K = \frac{\sigma_0 \cdot T_m^3}{3,6 \cdot \omega_0^{0.8}}, \quad (3.8)$$

где ω_0 – скорость газов, приведенная к 0 °С, м/с.

Относительное использование в печи начального теплосодержания газов χ выражается эмпирической функцией от приведенных критериев:

$$\chi = (q_0 - q_{0z}) / q_0 = \frac{1}{\left(0,765 + \left[\frac{Q}{\sigma_0 \cdot T_m^4 \cdot F} \right]^{0,5} \cdot \left[\frac{\sigma_0 \cdot T_m^3}{\omega_0^{0,8}} \right]^{0,25} \right)}, \quad (3.9)$$

где q_0 – полезное тепловыделение в топке топливом и вносимое нагретым воздухом, кДж/кг ($q_0 = q_m - q_6$);

q_{0z} – тепло отходящих из печи газов, кДж/кг.

Приведенное уравнение выражает основную физическую сущность, заключающуюся в том, что футеровка не является самостоятельным источником лучистого тепла, а лишь отражает лучистую энергию, полученную от дымовых газов.

3.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ПРОЦЕСС ОБЖИГА ИЗВЕСТИ

Основной химической реакцией при получении активной извести СаО из известняка и каустизационного шлама является эндотермическое разложение карбоната кальция [12]:



Расход тепла при обжиге известняка составляет 1750 кДж на 1 кг известняка или соответственно 3150 кДж на 1 кг активной извести СаО и примеси MgO. При регенерации отработанной извести она подается в печь в виде шлама с влажностью 40...50 %, что соответствует влагосодержанию $u = 0,8...1,0$ кг/кг. Удельный расход тепла на испарение влаги Q_u , кДж/кг, отнесенный к 1 кг обожженной извести,

$$Q_u = 2600 \cdot u \cdot \frac{100 - \alpha''_{nn}}{100 - \alpha'_{nn}},$$

где α'_{nn} , α''_{nn} – потери при прокаливании известняка и обожженной извести, %.

Дополнительные расходы тепла связаны с различными его потерями и определяются тепловым балансом. Теоретически реакция декарбонизации известняка протекает при температуре 825 °С. Однако с целью получения более активной извести ее нагревают в печи до 1050...1100 °С при температуре газов в зоне обжига 1300...1350 °С. При более высоких температурах газов наблюдается пережог извести, выражающийся в ее частичном спекании и потере реакционной способности. Содержание активной окиси кальция в извести, полученной

при регенерации шлама, составляет 80...85 %. Содержание в извести неразложившегося известняка в количестве 2...3 % делает ее более рыхлой и повышает реакционную способность. Степень регенерации извести в процессе каустизации составляет 80...95 %.

3.3. МАТЕРИАЛЬНЫЙ И ТЕПЛОВОЙ БАЛАНСЫ ИЗВЕСТЕРЕГЕНЕРАЦИОННОЙ ПЕЧИ

В материальном балансе, отнесенном к 1 кг обожженной извести, приходные статьи слагаются из поступающего в печь сухого сырья и содержащейся в нем влаги, а также расхода топлива и необходимого для его горения воздуха. При расчете удельного расхода сырья учитывают потери пылевидного материала, уносимого дымовыми газами. Расходными продуктами процесса обжига являются обожженная известь и удаляемые дымовые газы, уносящие с собой летучие продукты разложения известняка, внешнюю и гидратную влагу, а также некоторую часть пылевидного известняка.

Приходные статьи материального баланса

(кг на 1 кг обожженной извести)

1. Сухое сырье:

$$G_{c,c} = \frac{100 - \alpha''_{nn}}{100 - \alpha'_{nn}} \cdot \frac{100}{100 - y},$$

где y – унос пылевидного сырья, %.

2. Внешняя влага:

$$M_{вл} = G_{c,c} \cdot u,$$

где u – влагосодержание сырья, кг/кг.

3. Топливо b , кг/кг.

4. Воздух:

$$G_{\text{в}} = b \cdot \alpha \cdot V_{\text{в}}^{\circ} \cdot \rho_{\text{в}},$$

где $V_{\text{в}}^{\circ}$ – теоретический расход воздуха на 1 кг топлива, м³/кг;

α – коэффициент избытка воздуха, м³/м³;

$\rho_{\text{в}}$ – плотность воздуха, кг/м³.

Расходные статьи

1. Обожженная известь – 1 кг.

2. Продукты разложения известняка:

$$G_{n,n} = G_{c,c} \cdot \left(1 - \frac{y}{100}\right) \cdot \frac{\alpha'_{nn}}{100} \cdot \left(1 - \frac{\alpha'_{nn}}{100 - \alpha'_{nn}}\right).$$

3. Унос пылевидного сырья:

$$G_{yn} = G_{c,c} \cdot y / 100.$$

4. Водяные пары испарения внешней влаги:

$$M_{вл} = G_c \cdot u.$$

5. Продукты сгорания топлива:

$$G_z = V_z^o + (\alpha - 1) \cdot \rho_{y,z},$$

где $\rho_{y,z}$ – плотность уходящих газов при $p = 0,1$ МПа и 0 °С.

Для чистого известняка CaCO_3 потеря при прокаливании $\alpha'_{nn} = 44\%$. В практических расчетах потеря при прокаливании принимается по данным анализа сырья (шлама, или его смеси с известняком). Летучие вещества при прокаливании известняка и шлама состоят из углекислого газа CO_2 и гидратной влаги, наличие которой определяется содержанием в сырье глинистых веществ.

Приходные статьи теплового баланса печи

(кДж на 1 кг обожженной извести):

1. Химическое тепло топлива:

$$q_{x,m} = b \cdot Q_n^p,$$

где Q_n^p – тепло сгорания топлива по нижнему пределу, кДж/кг.

2. Физическое тепло топлива:

$$q_{ф,m} = b \cdot c_m \cdot t_m,$$

где c_m , t_m – удельная теплоемкость и температура топлива.

3. Тепло нагретого в холодильнике воздуха, равное теплу, отдаваемому известью:

$$q_{z,b} = c_{o,u} \cdot (t'_{o,u} - t''_{o,u}) \cdot \phi_{o,c},$$

где $c_{o,u}$ – удельная теплоемкость обожженной извести;

$t'_{o,u}$, $t''_{o,u}$ – начальная и конечная температура охлаждаемой извести, °С;

$\phi_{o,c}$ – потери тепла в окружающую среду.

4. Теплосодержание шлама при входе в печь:

$$q_{ш} = G_{c,c} \cdot (c_{c,c} + c_w \cdot u) \cdot t_{ш},$$

где $c_{c,c}$, c_w – удельная теплоемкость сухого сырья и воды, кДж/(кг·°С);

$t_{ш}$ – температура шлама, °С.

Расход тепла

1. Нагрев обожженной извести:

$$q_{o,u} = 1,0 \cdot \overline{c_{o,u}} \cdot t_{o,u},$$

где $\overline{c_{o,u}}$, $t_{o,u}$ – средняя удельная теплоемкость, кДж/(кг·°С) и температура извести на выходе из печи, °С.

2. Испарение влаги из шлама и нагрев пара:

$$q_{вл} = M_{вл} \cdot (i_n - c_w \cdot t_{ш}) = G_{c,c} \cdot u \cdot (i_n - c_w \cdot t_{ш}),$$

где i_n – удельная энтальпия пара при температуре удаляемых газов, кДж/кг;

$t_{ш}$ – температура шлама на входе в печь, °С.

3. Выделение и нагрев гидратной влаги:

$$q_z = G_{c,c} \cdot q'_{dz} (Al_2O_3) / 100,$$

где q'_{dz} – расход тепла на дегидратацию глинистых веществ и перегрев пара до $t_{y,z}$, отнесенный к 1 кг Al_2O_3 , $q'_{dz} = 2000$ кДж/кг.

4. Разложение карбонатов:

$$q_{dk} = 1,0 \cdot q'_{dk} (CaO + MgO) / 100,$$

где $q'_{dk} = 3150$ кДж/кг – удельный расход тепла на декарбонизацию.

5. Нагрев газообразных продуктов декарбонизации до $t_{y,z}$:

$$q_{n,z} = G_{nn} \cdot c_z \cdot t_{y,z},$$

где c_z – удельная теплоемкость газов, кДж/(кг·°С).

6. Потеря тепла с уносимой известью:

$$q_{y,z} = c_y \cdot t_y \cdot y / 100.$$

7. Потеря тепла вследствие химического и механического недожога:

$$q_n = b \cdot a_n \cdot Q_n^p,$$

где a_n – доля тепла, теряемого вследствие химического и механического недожога, $a_n = 0,03 \dots 0,05$.

8. Потеря тепла с продуктами сгорания топлива:

$$q_{y.z} = [I_z^o + (\alpha - 1) \cdot I_g^o] \cdot b,$$

где I_g^o , I_z^o – энтальпия теоретического расхода воздуха и продуктов сгорания при $t_{y.z}$.

9. Потеря тепла в окружающую среду наружной поверхностью вращающейся печи:

$$q_{o.z} = 3,6 \cdot \bar{K} \cdot H \cdot \Delta t / G_u,$$

где \bar{K} , Δt – среднее значение коэффициентов теплопередачи, Вт/(м² · °С), и перепада температур, °С, по отношению к окружающей среде;

H – наружная поверхность печи, м²;

G_u – производительность печи по обожженной извести, кг/ч.

Расчет процесса горения топлива

1. Теоретический расход воздуха V_g^o , м³/кг:

$$V_g^o = 0,089 \cdot (C^p + 0,375 \cdot S^p) + 0,267 \cdot H^p + 0,033 \cdot O^p,$$

где C^p , S^p , H^p , O^p – содержание элементов в рабочей массе топлива, %.

2. Теоретические объемы продуктов сгорания V_z^o , м³/кг, при ($\alpha = 1$):

$$V_z^o = V_{RO_2} + V_{N_2} + V_{HO_2}$$

а) сухих трехатомных газов:

$$V_{RO_2} = V_{CO_2} + V_{SO_2} = 0,01866 \cdot (C^p + 0,375 \cdot S^p),$$

б) азота:

$$V_{N_2} = 0,79 \cdot V_g^o + N^p / 124,$$

где N^P – содержание азота в топливе, %,
в) водяных паров:

$$V_{H_2O} = 0,111 \cdot H^P + 0,0124 \cdot W^P + 0,016 \cdot V_g^o,$$

где W^P – рабочая влажность топлива, %.

3. Объемы продуктов сгорания V_z , м³/кг, при $\alpha > 1$:

$$V_z = V_z^o + (\alpha - 1) \cdot V_g^o.$$

4. Тепловой баланс процесса горения:

$$(1 - a_n) \cdot Q_n^P + i_m + \alpha \cdot I_g^o = I_z^o + (\alpha - 1) \cdot I_{a,z}^o,$$

где i_m – физическое тепло топлива, кДж/кг;

I_g^o , $I_{a,z}^o$ – энтальпия воздуха при температуре его нагрева и при температуре горения, кДж/кг $I_g^o = i_n \cdot V_g^o$;

I_z^o – энтальпия газов при адиабатической температуре горения, кДж/кг топлива.

5. Адиабатическая температура горения:

$$t_a = I_z^o (V_z^o \cdot \bar{c}_z),$$

где \bar{c}_z – средняя от 0 до t_a °С теплоемкость газов.

6. Расчетная адиабатическая температура находится из условия максимально допустимой температуры горения t_a^P в зоне обжига:

$$t_a^P = t_z^M / \eta_n,$$

где η_n – пирометрический коэффициент.

При обжиге извести максимальная температура газов равна 1300 °С.

Расчетная адиабатическая температура при $\eta_n = 0,8$:

$$t_a^P = 1300 / 0,8 = 1625 \text{ °С.}$$

3.4. РАСЧЕТ ИЗВЕСТЕРЕГЕНЕРАЦИОННОЙ ПЕЧИ

Исходные данные

Производительность по обожженной извести $G_u = 10$ т/ч;

химический состав сырья, %: CaO = 51,0; MgO = 2,5; Fe₂O₃ + Al₂O₃ = 3,0; Na₂SO₄ = 0,5;

потери при прокаливании (ПП) 40 %;

влажность шлама при поступлении в печь $w_{ш} = 50$ %;

температура поступающего шлама 50 °С.

Химический состав обожженной извести, %: CaO = 80,0; MgO = 3,8; Fe₂O₃ + Al₂O₃ = 4,7; Na₂SO₄ = 8,0; SiO₂ = 4,7; ПП = 6,0.

Топливо – мазут марки 100; рабочий состав, %: $C^P = 83,8$; $H^P = 11,2$; $O^P = 0,25$; $N^P = 0,25$; $S^P = 1,4$; $A^P = 0,1$; $W^P = 3,0$.

Теплота сгорания мазута $O^P = 39700$ кДж/кг.

Расчет процесса горения мазута

Теоретический расход воздуха:

$$V_g^o = 0,089 \cdot (C^P + 0,375 \cdot S^P) + 0,267 \cdot H^P + 0,033 \cdot O^P = 0,089 \cdot (83,8 + 0,375 \cdot 1,4) + 0,267 \cdot 11,2 + 0,033 \cdot 0,25 = 10,5 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

Объем сухих трехатомных газов:

$$V_{RO_2} = V_{CO_2} + V_{SO_2} = 0,01866 \cdot (C^P + 0,375 \cdot S^P) = 0,01866 \cdot (83,8 + 0,375 \cdot 1,4) = 1,57 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

Объем азота:

$$V_{N_2} = 0,79 \cdot V_g^o + N^P / 124 = 0,79 \cdot 10,5 + 0,25 / 124 = 8,28 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

Объем водяных паров:

$$V_{HO_2} = 0,111 \cdot H^P + 0,0124 \cdot W^P + 0,016 \cdot V_g^o = 0,111 \cdot 11,2 + 0,0124 \cdot 3,0 + 0,016 \cdot 10,5 = 1,45 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

Теоретический объем продуктов сгорания:

$$V_2^o = V_{RO_2} + V_{N_2} + V_{HO_2} = 1,57 + 8,28 + 1,45 = 11,3 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

Энтальпия воздуха и газов при $t_a = 1625$ °С (кДж/кг топлива):

а) воздуха:

$$I_g^o = i_n \cdot V_g^o = 2400 \cdot 10,5 = 25300 \text{ кДж/кг};$$

б) теоретического количества продуктов сгорания при $t_a = 1625$ °С:

$$I_2^o = 1,57 \cdot i_{RO_2} + 8,28 \cdot i_{N_2} + 1,45 \cdot i_{HO_2} = 1,57 \cdot 3840 + 8,28 \cdot 2370 + 1,45 \cdot 3060 = 30070 \text{ кДж/кг}.$$

Количество тепла, вносимого нагретым воздухом, при охлаждении извести от 1100 до 100 °С и $\phi_{o,c} = 0,95$:

$$q_{z,s} = c_{o,u} \cdot (t'_{o,u} - t''_{o,u}) \cdot \phi_{o,c} = 0,96 \cdot (1100 - 100) \cdot 0,95 = 910 \text{ кДж/кг извести.}$$

Задаваясь предварительно удельным расходом топлива $b = 0,2$ кг/кг извести, находим тепло нагрева воздуха:

$$\alpha \cdot I_6^o = q_6 / b = 910 / 0,2 = 4550 \text{ кДж/кг топлива.}$$

Физическое тепло топлива при теплоемкости мазута $c_m = 2,18$ кДж/(кг · °С) и температуре $t_m = 100$ °С, $t_m = 2,18 \cdot 100 = 218$ кДж/кг.

При относительном недожоге $a_n = 0,03$ уравнение теплового баланса имеет следующий вид:

$$(1 - a_n) \cdot Q_n^p + i_m + \alpha \cdot I_6^o = I_2^o + (\alpha - 1) \cdot I_{6,z}^o$$

$$0,97 \cdot 39700 + 218 + 4550 \cdot \alpha = 30070 + (\alpha - 1) \cdot 25300,$$

откуда коэффициент избытка воздуха $\alpha = 1,65$.

Объем продуктов сгорания при $\alpha = 1,65$:

$$V_2 = V_2^o + (\alpha - 1) \cdot V_6^o = 11,3 + 0,65 \cdot 10,5 = 18,1 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

Материальный баланс печи

Приходные статьи

1. Сухое сырье:

$$G_{c,c} = \frac{100 - \alpha''_{mn}}{100 - \alpha'_{mn}} \cdot \frac{100}{100 - y} = \frac{100 - 6,0}{100 - 40} \cdot \frac{100}{100 - 3} = 1,62 \text{ кг/кг.}$$

2. Внешняя влага:

$$M_{e,l} = G_{c,c} \cdot u = 1,62 \cdot 1,0 = 1,62 \text{ кг/кг.}$$

3. Топливо b , кг/кг.

4. Воздух:

$$G_6 = b \cdot \alpha \cdot V_6^o \cdot \rho_6 = 1,65 \cdot 10,5 \cdot 1,29 \cdot b = 22,3 \cdot b \text{ кг/кг.}$$

Расходные статьи

1. Обожженная известь — 1 кг.

2. Продукты разложения известняка:

$$G_{m} = G_{c,c} \cdot \left(1 - \frac{y}{100}\right) \cdot \frac{\alpha'_{m}}{100} \cdot \left(1 - \frac{\alpha'_{m}}{100 - \alpha'_{m}}\right) = 1,62 \cdot 0,97 \cdot 0,4 \cdot (1 - 0,06 / 0,6) = 0,562 \text{ кг/кг}.$$

3. Пылевидное сырье, уносимое дымовыми газами:

$$G_{yn} = G_{c,c} \cdot \frac{y}{100} = 1,62 \cdot \frac{y}{100} = 0,048 \text{ кг/кг}.$$

4. Водяные пары при испарении внешней влаги:

$$M_{в.л} = G_{c,c} \cdot u = 1,62 \cdot 1,0 = 1,62 \text{ кг/кг}.$$

5. Продукты сгорания топлива:

$$G_z = V_z \cdot \rho_z \cdot b = 18,1 \cdot 1,35 \cdot b = 24,4 \cdot b \text{ кг/кг}.$$

Тепловой баланс печи

Приход тепла

1. Химическое тепло топлива:

$$q_{x,m} = Q_u^p \cdot b = 39700 \cdot b \text{ кДж/кг}.$$

2. Физическое тепло топлива:

$$q_{ф,m} = i_m \cdot b = 128 \cdot b \text{ кДж/кг}.$$

3. Тепло нагретого воздуха, поступающего в печь из холодильника:

$$q_{в} = \alpha \cdot I_{в}^o \cdot b = 4550 \cdot b \text{ Дж/кг}.$$

4. Тепло, вносимое влажным шламом, при $t_{ш} = 50 \text{ }^{\circ}\text{C}$ и $u = 1,0 \text{ кг/кг}$:

$$q_{ш} = G_{c,c} \cdot (c_{c,c} + c_w \cdot u) \cdot t_{ш} = 1,62 \cdot (1,04 + 4,19 \cdot 1,0) \cdot 50 = 420 \text{ кДж/кг}.$$

Расход тепла

1. Тепло, уносимое обожженной известью:

$$q_{o,u} = 1,0 \cdot \bar{c}_{o,u} \cdot t_{o,u} = 0,96 \cdot 1100 = 1055 \text{ кДж/кг}.$$

2. Тепло от испарения внешней влаги и перегрева пара до $t_{y,z} = 180 \text{ }^\circ\text{C}$:

$$q_{\epsilon,l} = M_{\epsilon,l} \cdot (i_n - c_w \cdot t_w) = 1,62 \cdot (2490 - 4,19 \cdot 50) = 4260 \text{ кДж/кг}.$$

3. Затраты тепла на дегидратацию и перегрев пара при содержании $\text{Al}_2\text{O}_3 = 1,5 \%$:

$$q_{d,z} = G_{c,c} \cdot q'_{d,z} \cdot (\text{Al}_2\text{O}_3) / 100 = 1,61 \cdot 2000 \cdot 0,15 = 481,3 \text{ кДж/кг}.$$

4. Расход тепла на разложение карбонатов:

$$q_{ок} = 1,0 \cdot q'_{ок} \cdot (\text{CaO} + \text{MgO}) / 100 = 1,0 \cdot 3150 \cdot (80 + 3,8) / 100 = 2640 \text{ кДж/кг}.$$

5. Затрата тепла на нагрев продуктов декарбонизации (CO_2) до $t_{y,z} = 180 \text{ }^\circ\text{C}$:

$$q_{\text{CO}_2} = G_{nn} \cdot c_{\text{CO}_2} \cdot t_{y,z} = 0,562 \cdot 1,0 \cdot 180 = 101 \text{ кДж/кг}.$$

6. Потеря тепла с механическим уносом сырья:

$$q_y = G_y \cdot c_y \cdot t_{y,z} = 0,048 \cdot 1,04 \cdot 180 = 9,0 \text{ кДж/кг}.$$

7. Потеря тепла вследствие химического и механического недожога топлива:

$$q_n = a_n \cdot Q_n^p \cdot b = 0,03 \cdot 39700 \cdot b = 1190 \cdot b \text{ кДж/кг}.$$

8. Потеря тепла с уходящими газами при $t_{y,z} = 180 \text{ }^\circ\text{C}$:

а) энтальпия теоретического объема газов:

$$I_{y,z}^o = V_{\text{RO}_2} \cdot i_{\text{RO}_2} + V_{\text{N}_2} \cdot i_{\text{N}_2} + V_{\text{HO}_2} \cdot i_{\text{HO}_2} = 1,57 \cdot 320 + 8,28 \cdot 234 \cdot 180 + 1,45 \cdot 273 = 2834 \text{ кДж/кг};$$

б) энтальпия воздуха:

$$I_g^o = V_g^o \cdot i_g = 10,5 \cdot 238 = 2500 \text{ кДж/кг};$$

в) теплосодержание уходящих газов при $\alpha_{yx} = 1,65$:

$$q_y = I_{y,z}^o + (\alpha - 1) \cdot I_g^o = 2830 + 0,65 \cdot 2500 = 4460 \cdot b \text{ кДж/кг}.$$

9. Потеря тепла в окружающую среду принимается на основании опытных данных равной 10 % от Q_n^p . Тогда из уравнения баланса тепла:

$$(1-0,1) \cdot 39700 \cdot b + 218 \cdot b + 455 \cdot b + 420 = 1055 + 4260 + 481,3 + 2640 + 1190 \cdot b + 4460 \cdot b$$

находим удельный расход топлива $b = 0,237 \approx 0,24$ кг/кг.

10. Удельный расход тепла на 1 кг обожженной извести:

$$q_{o,u} = b \cdot Q_n^3 = 0,24 \cdot 39700 = 9500 \text{ кДж/кг}.$$

Составляется также тепловой баланс холодильника. Тепло, отдаваемое воздуху 1 кг извести, $q_u = q_6 = 910$ кДж/кг.

11. Тепло воздуха:

$$q_6 = b \cdot \alpha \cdot V_6^o \cdot c_6 \cdot t_6 = 0,2 \cdot 1,65 \cdot 10,5 \cdot 1,3 \cdot t_6 = 4,5 \cdot t_6.$$

12. Температура нагретого воздуха при входе в печь:

$$t_6 = 910 / 4,5 = 200 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Теплообмен ИРП

Коэффициент тепловосприятия тепла материалом:

$$\chi = \frac{(1-\alpha) \cdot Q_n^p + i_m + q_6 - q_{yz}}{(1-\alpha) \cdot Q_n^p + i_m + q_6} = \frac{0,97 \cdot 39700 + 218 + 4550 - 4460}{0,97 \cdot 39700 + 218 + 4550} = 0,9.$$

При заданной производительности печи $G_{o,u} = 10$ т/ч часовой расход топлива:

$$B = G_{o,u} \cdot b = 1000 \cdot 0,24 = 1000 \cdot 0,24 = 2400 \text{ кг/ч}.$$

Объем продуктов сгорания (при 0 °С):

$$V_{y,r} = V_r \cdot B = 18,1 \cdot 2400 = 43300 \text{ м}^3/\text{ч} \text{ или } 12 \text{ м}^3/\text{с}.$$

При среднем внутреннем диаметре (в свету) $D_{cp} = 3$ м площадь поперечного сечения печи:

$$f = 0,785 \cdot D_{cp}^2 = 0,785 \cdot 3^2 = 7 \text{ м}^2.$$

Средняя (приведенная) скорость газов:

$$\omega_0 = V_y / f = 12,0 / 7 = 1,71 \text{ м/с} .$$

Тепловая мощность печи:

$$Q = G_{o.u} \cdot q_{o.u} = 10^4 \cdot 7940 = 79,4 \cdot 10^6 \text{ кДж/кг} .$$

Критерий лучистого теплообмена:

$$B_0 = \frac{Q}{\sigma_0 \cdot T_a^4 \cdot F_n} = \frac{79,4 \cdot 10^6}{20,7 \cdot 10^{-8} \cdot 1900^4 \cdot F_n} = 29 / F_n .$$

Критерий относительной интенсивности лучистого и конвективного теплообмена:

$$П = \frac{\sigma_0 \cdot T_a^3}{3,6 \cdot \omega_0^{0,8}} = \frac{20,7 \cdot 10^{-8} \cdot 1900^3}{3,6 \cdot 1,71^{0,8}} = 255 .$$

Применительно к теплообмену в объеме ИРП схождение с опытными данными достигается при следующей зависимости:

$$\chi = 1 / (0,765 + B_0^{0,5} \cdot П^{0,175}) . \quad (3.10)$$

При найденном значении $П$:

$$П^{0,175} = 255^{0,175} = 2,63 .$$

При найденных значениях критериев B_0 , $П$ и χ имеем:

$$0,9 = 1 / \left[0,765 + \left(\frac{29}{F_n} \right)^{0,5} \cdot 2,63 \right] ,$$

откуда общая поверхность теплообмена $F_n = 1655 \text{ м}^2$.

Расход тепла на испарение влаги в цепной зоне:

$$Q_u = G_{o.u} \cdot q_u = 10^4 \cdot 4260 = 42,6 \cdot 10^6 \text{ кДж/ч} .$$

По данным [1] условный удельный тепловой поток в цепной зоне, отнесенный к 1 м² футеровки и цепей, $q_{ц} = 1,4 \cdot 10^4 \text{ Вт/м}^2$.

Тогда поверхность теплообмена цепной зоны:

$$F_{ц} = G_{ц} / q_{ц} = 42,6 \cdot 10^6 / (3,6 \cdot 1,4 \cdot 10^4) = 850 \text{ м}^2.$$

Длина цепной зоны:

$$L_{ц} = F_{ц} / (k_n \cdot \pi \cdot D_{ср}), \quad (3.11)$$

где k_n – относительное увеличение поверхности теплообмена за счет цепных панелей.

При $k_n = 4$: $L_{ц} = 850 / (4 \cdot 3,14 \cdot 3,0) = 22,5 \text{ м}$.

Длина зон нагрева и обжига материала:

$$L_{об} = \frac{F_n - F_{ц}}{\pi \cdot D_{ср}} = \frac{1655 - 850}{3,14 \cdot 3,0} = 85 \text{ м}.$$

Общая длина печи:

$$L_n = L_{ц} + L_{об} = 22,5 + 85 = 107,5 \text{ м}.$$

3.5. ТЕОРИЯ И РАСЧЕТ ЦИКЛОННОГО ТЕПЛООБМЕННИКА

Для повышения производительности при сухом способе подготовки сырья современные печные установки оборудуются циклонными теплообменниками, в которых осуществляются подсушка и предварительный нагрев сырья. Циклонная установка состоит из нескольких последовательно включенных циклонов (рис. 3.1), в которых материал нагревается до 600...700 °С.

Соответственно увеличению производительности возрастает и тепловая мощность печной установки. Температура газов на выходе из вращающейся печи увеличивается до 800...900 °С.

Интенсивность теплообмена и степень осаждения пыли в циклонах увеличиваются с ростом скорости газов. Однако при этом резко возрастают гидравлическое сопротивление и расход мощности

на привод вентиляторов. При расчете диаметра циклонов исходят из экономически целесообразного расхода газов в циклоне.

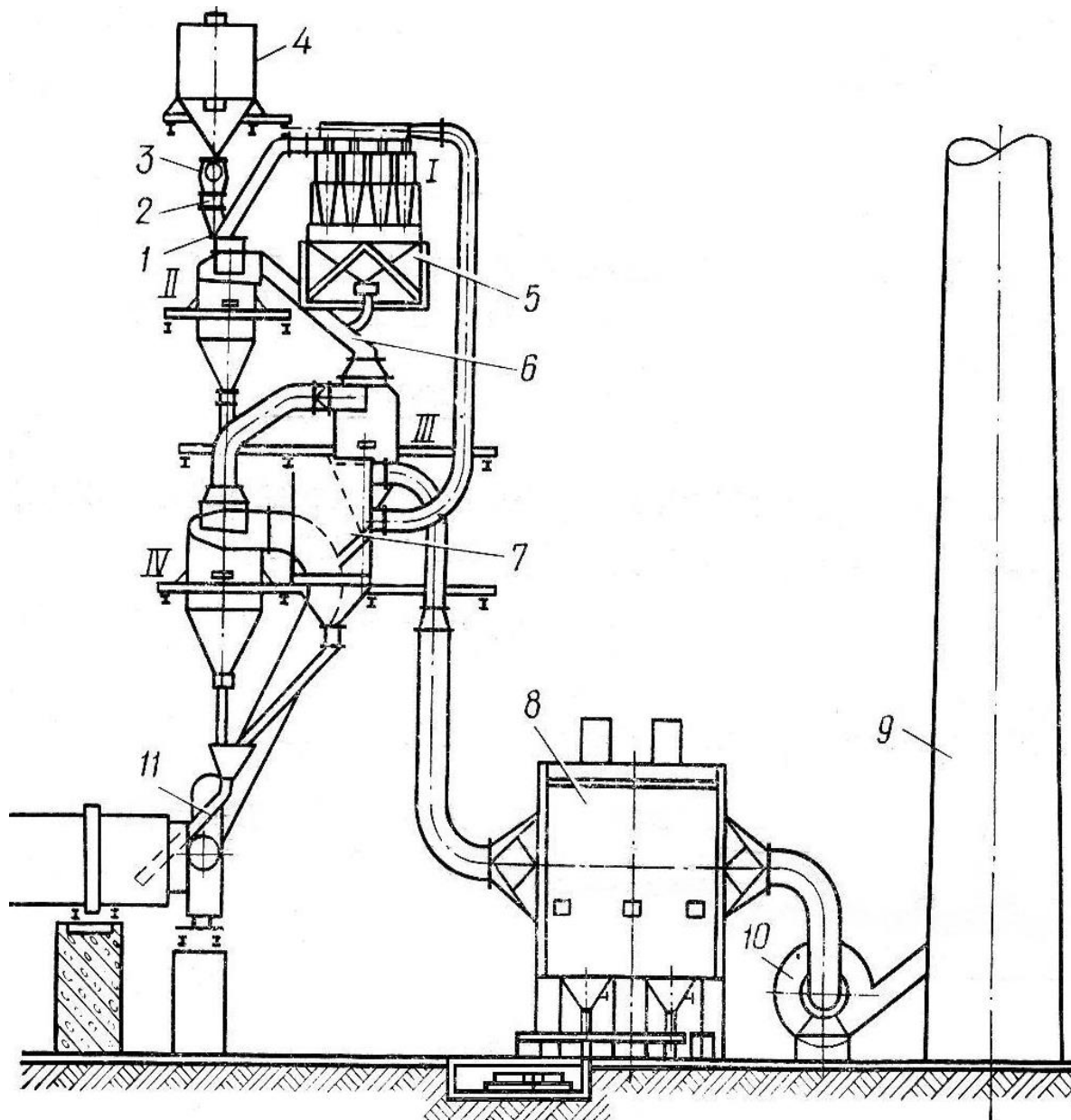


Рис. 3.1. Схема компоновки циклонного теплообменника:
 I, II, III, IV – ступени циклонной установки;
 1 – газопровод; 2 – секторный питатель; 3 – винтовой транспортер;
 4 – приемный бункер; 5 – пылесборник; 6 – газопровод;
 7 – пылеуловитель; 8 – электрофильтр; 9 – дымовая труба;
 10 – дымосос; 11 – течка

Диаметр циклона $D_{\text{ц}}$ рассчитывают по формуле

$$D_u = 0,95 \cdot \sqrt[4]{\frac{V_0^2}{m^2} - \frac{T_z}{T_0} \cdot \rho_0 \cdot (1 + \mu) \cdot \frac{\xi}{h_u}} \quad (3.12)$$

где ρ_0 – плотность газа при $T_0 = 273 \text{ }^\circ\text{K}$, кг/м³;

V_0 – расход газа при $T_0 = 273 \text{ }^\circ\text{K}$, м³/с;

T_z – средняя температура газов в циклоне, °К;

μ – концентрация материала в газах, кг/кг;

ξ – коэффициент гидравлического сопротивления циклона;

h_u – заданная величина гидравлического сопротивления циклона, Па.

Величина m представляет собой долю кольцевого сечения от площади поперечного сечения циклона; $m = 1 - D_6^2 / D_u^2$, где D_6 – наружный диаметр выхлопной трубы.

Тепловой баланс каждой ступени и циклонной установки в целом определяется уравнением

$$q_m = c_m \cdot (t_{m,k} - t_{m,n}) = v_z \cdot c_z \cdot (t_{z,n} - t_{z,k}) \cdot \varphi_n \quad (3.13)$$

где c_m , c_z – удельная теплоемкость материала и газов, кДж/(кг·°С);

q_m , v_z – удельный расход тепла, кДж/кг, и газов, м³/кг, отнесенный к 1 кг сухого сырья;

$t_{m,n}$, $t_{z,n}$, $t_{m,k}$, $t_{z,k}$ – начальные и конечные температуры материала и газов, °С;

φ_n – коэффициент, учитывающий потери тепла в окружающую среду.

Число последовательно включенных ступеней определяют по необходимому времени пребывания τ_n , ч, материала в процессе нагрева и удельному расходу тепла q_6 , кДж/кг:

$$\tau_n = \frac{\beta_m \cdot q_6}{3,6 \cdot \alpha_f \cdot f \cdot \Delta \bar{t}} = \frac{\beta_m \cdot q_6}{3,6 \cdot \alpha_v \cdot \Delta \bar{t}} \quad (3.14)$$

где f – удельная поверхность теплообмена частиц материала, отнесенная к 1 м³ объема газов (циклонов), м²/м³;

α_f – коэффициент теплообмена на поверхности частиц, Вт/(м²·°С);

α_v – объемный коэффициент теплообмена, Вт/(м³·°С);

$\Delta \bar{t}$ – средний температурный напор, °С;

β_m – концентрация материала в объеме циклона, кг/м³.

Коэффициент теплообмена на поверхности частиц отдельных фракций может быть определен по формуле

$$Nu_i = 2 + 0,16 \cdot Re_i^{0,67},$$

где Re_i – число Рейнольдса, определяемое по эквивалентному диаметру и относительной скорости сепарации частиц в циклоне.

Вследствие сложности аэродинамики движения запыленного потока в циклонах удельная поверхность теплообмена может быть определена лишь приближенно по расходной концентрации материала:

$$f_i = \frac{6 \cdot \bar{\beta}_c \cdot x_j}{\rho_c \cdot d_{эj}}, \quad (3.15)$$

где $\bar{\beta}_c$ – среднерасходная концентрация материала в потоке газов, кг/м³;

ρ_c – плотность сухого сырья, кг/м³;

x_j – массовая доля частиц фракции, кг/кг;

$d_{эj}$ – средний эквивалентный диаметр частиц фракции, м.

Объемный коэффициент теплообмена α_v , Вт/(м³·°С), определяется по формуле

$$\alpha_v = \sum \alpha_j \cdot f_j = \frac{6 \cdot \bar{\beta}_c}{\rho_c} \sum \frac{a_j \cdot x_j}{d_{эj}}.$$

Продолжительность пребывания частиц в циклоне определяется по формуле:

$$\tau_{ц} = \tau_2 \cdot \pi \cdot D_{ц} \cdot m / \omega_{ex},$$

где m – число витков в циклоне; $m = 2 \dots 3$;

ω_{ex} – входная скорость газов, м/с;

$D_{ц}$ – диаметр циклона, м.

Продолжительность пребывания частиц в прилегающих к цикло-ну газоходах:

$$\tau_2 = I_2 / \omega_2,$$

где I_2 – длина газохода;

ω_2 – скорость газов.

Необходимое число последовательно включенных циклонов:

$$n_u = \tau_n / (\tau_u + \tau_z).$$

Для приближенной оценки числа ступеней используют эмпирическое соотношение:

$$n = \left[\frac{2 \cdot (t_{г.н} - t_{м.н})}{\Delta t_{гор} - \Delta t_{хол}} - 1 \right], \quad (3.16)$$

где $\Delta t_{гор}$, $\Delta t_{хол}$ – температурные напоры на горячем и холодном концах установки.

Обычно циклонная установка при начальной температуре газов $t_{г.н} = 950$ °С и конечной температуре материала 700 °С состоит из четырех–пяти ступеней. Гидравлическое сопротивление циклонной установки выбирают в пределах $1,50 \dots 1,75$ кПа.

3.6. ЭЛЕКТРОФИЛЬТРЫ

3.6.1. Теория и устройство электрофильтров

Эффективность электрофильтров определяют по отношению массы уловленной пыли к массе, поступившей в аппарат с газовым потоком. Эффективность пластинчатого электрофильтра определяют по уравнению

$$\eta = 1 - e^{-\frac{\omega_1 \cdot L}{\omega \cdot h}}, \quad (3.17)$$

где ω_1 – скорость дрейфа заряженных частиц пыли, м/с;

L – длина электрического поля в электрофильтре, м;

ω – скорость газового потока в электрофильтре, м/с;

h – ширина межэлектродного расстояния, м.

Эффективность однозонного пластинчатого электрофильтра прямо пропорциональна скорости дрейфа взвешенных частиц в активной зоне, длине электрического поля и обратно пропорциональна средней скорости газового потока и ширине межэлектродного расстояния. Параметры L , ω , и h зависят от размеров аппарата, а ω_1 – от свойств пыли и газа.

Уравнение (3.17) обычно применяют для определения размеров проектируемых фильтров, либо скорости дрейфа частиц пыли по данным, полученным при испытаниях существующих установок. В последнем случае оно преобразуется в уравнение

$$\omega_1 = \frac{\ln(1-\eta)}{L/(\omega \cdot h)} \quad (3.18)$$

при следующих допущениях:

- скорость дрейфа частиц постоянна, то есть не учтена полидисперсность пыли;
- скорость газового потока в электрофильтре постоянна;
- отсутствует вторичный унос пыли;
- распределение концентрации пыли на любом участке аппаратов в сечении, перпендикулярном к движению газового потока, постоянно.

Показатель степени в (3.17) можно представить в виде:

$$\frac{\omega_1 \cdot L}{\omega \cdot h} = \frac{\omega_1 \cdot L \cdot F}{\omega \cdot h \cdot F} = \frac{\omega_1 \cdot V}{\omega \cdot V_n} = \frac{\omega_1}{h} \cdot \tau, \quad (3.19)$$

где $V_n = \omega \cdot F$ – объем газа, поступающего в электрофильтр, м³/с;

F – площадь активного сечения электрофильтра, м²;

$V = L \cdot F$ – объем активной зоны электрофильтра, м³;

$\tau = V/V_n$ – время пребывания газа в электрофильтре, с.

Из уравнения (3.19) следует, что эффективность электрофильтра зависит от отношения активной длины аппарата к скорости газового потока, то есть от времени воздействия электрического поля на взвешенные частицы. Скорость газа также ограничивается возможной эрозией слоя осажденной пыли и повторным уносом ее в поток из аппарата; это бывает также при встряхивании электродов, когда падающие с большой высоты раздробленные агрегаты пыли подхватываются и уносятся потоком газа. Кроме того, повторный унос и отталкивание частиц от поверхности осажденного на электроде слоя пыли могут быть обусловлены накоплением в последнем мощного одноименного заряда и созданием противодействующего поля при высокоомной пыли. В этом случае частица снова попадает в поток, где напряженность основного поля выше, и процесс ее осаждения повторяется. При повышенной скорости газа и низкоомной пыли заряд частицы, осаждающейся на слой, быстро стекает, и она может быть снова унесена потоком для повторной зарядки и осаждения, что

возможно при недостаточной величине капиллярных и межмолекулярных сил (адгезии и когезии).

Повторный унос можно частично уменьшить путем создания такой конструкции осадительных электродов (с выступами, карманами и т. п.), так, чтобы осаждающиеся частицы попадали в пространство, где влияние скорости газов невелико. Нижняя граница скорости газов в электрофильтрах обуславливается их габаритами, массой и стоимостью; обычно скорость газа в электрофильтрах колеблется от 0,4 до 1,5 м/с в зависимости от свойств поступающего аэрозоля, конструкции электродов и эффективности.

Рассмотрим факторы, влияющие на эффективность следующих протекающих в электрофильтре процессов:

- 1) равномерного распределения потока, поступившего в диффузор;
- 2) электрической зарядки содержащихся в газе частиц до величины, обуславливающей скорость их дрейфа и эффективность осаждения;
- 3) удаления заряженных частиц из потока;
- 4) осаждения заряженных частиц на электродах;
- 5) отряхивания слоя пыли с электродов.

Газораспределение происходит при входе в активную зону электрофильтра, вне электрического поля. Запыленный газ поступает в диффузор аппарата со скоростью 16...20 м/с. Перед поступлением газа в поле разряда его скорость необходимо снизить до 0,4...1,5 м/с, обеспечив прямоугольную или трапецеидальную эпюру скоростей (рис. 3.2) по всей ширине аппарата.

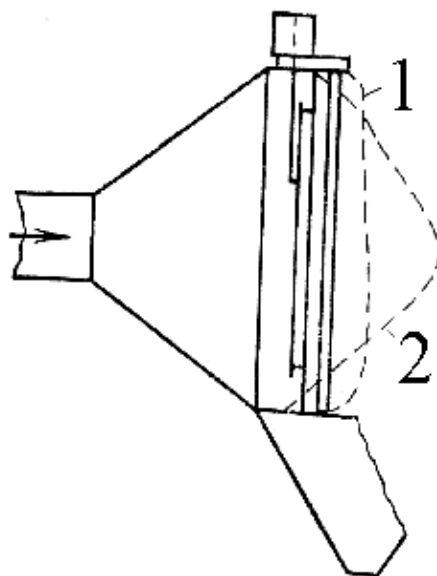


Рис. 3.2. Эпюра скоростей газового потока в активной зоне электрофильтра:
1 – правильно; 2 – неправильно

Известно, что иногда допускаемая неравномерность потока – 1,5 (например, от 1 до 1,5 м/с) влечет за собой снижение эффективности электрофильтра с 99 до 95,4 %. Следовательно, вынос пыли в атмосферу при этом увеличивается в 4,6 раза. Электрофильтр, имеющий низкое гидравлическое сопротивление, почти не выравнивает поток. Это либо снижало степень обеспыливания, либо конструировались аппараты с увеличенными размерами, чтобы компенсировать влияние неудовлетворительного распределения пыли и газа.

Газораспределение обеспечивают путем использования аэродинамических сил газового потока с помощью двух–трех решеток, составленных из перфорированных стальных листов с равномерно расположенными отверстиями диаметром 40 мм; живое сечение этих решеток 35...40 %. При симметричном диффузоре (рис. 3.3, а) устанавливают две газораспределительные решетки 1 и газоотражательные листы 2, при несимметричном диффузоре (рис. 3.3, б) – направляющие лопатки или уголки 3.

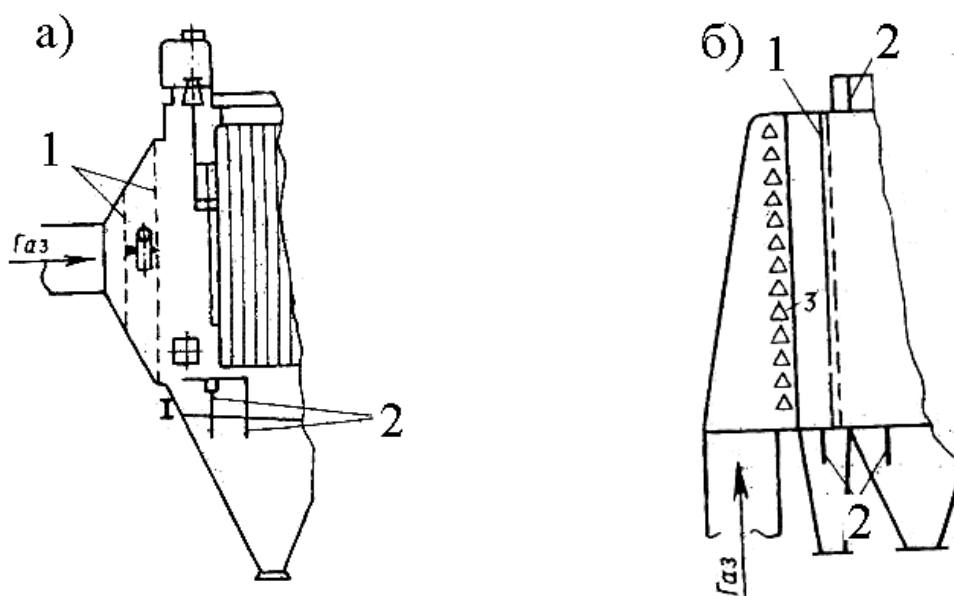


Рис. 3.3. Схемы газораспределительных устройств:
 а – при симметричном диффузоре; б – при несимметричном диффузоре;
 1 – газораспределительные решетки; 2 – газоотражательные листы;
 3 – направляющие уголки

Гидравлическое сопротивление газораспределительных решеток обычно не превышает 100 Па. Однако по мере их забивания осажденной пылью оно может резко увеличиться, что приводит к возрастанию степени неравномерности газового потока по высоте или по ширине аппарата, и снижается его эффективность. Для предотвращения этого

газораспределительное устройство оснащают автоматизированным, включаемым периодически вибрационным механизмом встряхивания.

Процесс зарядки частиц, так же как и удаление их из потока, осаждение и отряхивание пыли происходит в поле электрических, аэродинамических и гравитационных сил. Скорость зарядки твердых частиц и осаждения на их поверхности ионов повышается по мере увеличения ионизации нейтральных молекул быстрыми электронами. Этот процесс пропорционален напряженности электрического поля коронного разряда, упорядочивающего хаотическое движение ионов и направляющего их по силовым линиям. Время зарядки частицы обратно пропорционально концентрации ионов и их подвижности и зависит от напряженности поля. Частицы находятся в электрическом поле 3...6 с, поэтому весьма важно максимально ускорить процесс их зарядки, тем более, что по мере осаждения ионов на частице зарядка под влиянием коронного разряда замедляется и начинает преобладать зарядка (частиц менее 1 мкм) под действием теплового броуновского движения ионов. Зарядка прекращается, когда достигнута предельная величина заряда q и поле заряда становится равным внешнему полю. В нормальных условиях при уровне напряженности поля E частица радиусом r с проводимостью ее вещества p приобретает 90 % предельного заряда за 0,1 с, а предельный заряд $q = p \cdot E \cdot r^2$ – за время прохождения ею первого метра зоны ионизации.

При отрицательной полярности коронирующего электрода ионы более подвижны, а напряжение пробоя выше, что обуславливает повышенный ток короны и более высокую эффективность адсорбции ионов на взвешенных частицах. Однако, процесс зарядки иногда замедляется из-за значительного уменьшения коронного тока, вследствие запираания короны, возникающего при обеспыливании газа даже с низкой концентрацией частиц по массе. Причина этого в том, что ток короны переносится через газ свободными газовыми ионами, движущимися со скоростью 60...100 м/с, а также ионами, адсорбированными на твердых частицах, движущихся со скоростью лишь 0,1...0,4 м/с. Величина тока, передаваемого последними, составляет от 1 до 2 % общей. При высокой концентрации тонкодисперсной пыли все образовавшиеся ионы адсорбируются на твердых частицах и, следовательно, заряды переносятся только ими, что приводит к уменьшению тока короны на 1...2 порядка на значительной длине электрофильтра. Это наблюдается при обеспыливании газов с высокой концентрацией тонкодисперсных частиц. Напряженность поля вблизи коронирующего электрода в этом случае резко снижается,

а у осадительного – увеличивается. Влияние этого отрицательно действующего на эффективность электрофильтра явления можно частично уменьшить путем снижения начальной запыленности газа за счет предварительного обеспыливания в аспирационно-коагуляционной шахте или в циклоне.

Основными факторами, определяющими скорость зарядки взвешенных частиц, являются напряженность электрического поля коронного заряда и концентрация тонкодисперсных частиц в газе.

Удаление заряженных частиц из потока. Скорость дрейфа частиц определяется по формуле (3.18). Из формулы видно, что электрические свойства пыли не оказывают значительного воздействия на скорость дрейфа частиц, зависящую от размера частицы, вязкости (температуры) среды и напряженности поля. Однако, скорость дрейфа, определенная в соответствии с формулой (3.18) примерно в 2 раза выше фактической, рассчитанной на основе результатов испытаний [13].

Скорость дрейфа частиц зависит от следующих факторов:

– физико-химических свойств пыли (гранулометрический состав, электрическое сопротивление, концентрация, плотность, химический состав);

– физико-химических свойств газового потока (степень неравномерности его скорости, состав, температура, влажность, вязкость, плотность);

– электропитания полей (напряженность, градиент потенциала тока, способ регулирования напряжения);

– конструктивных характеристик аппарата (формы осадительных и коронирующих электродов, сочетание их выступов и игл, эффективность отряхивания, число полей, а также монтажа).

Существенно воздействует на скорость движения частиц повторный унос пыли при встряхивании электродов, неравномерность напряженности поля в межэлектродном промежутке, ее колебания при пробоях и др.

Практическая величина скорости дрейфа частиц, определенная в электрофильтрах цементных заводов, при нормальном режиме электроосаждения составляет:

для пыли печей мокрого способа.....10...12 см/с;

для пыли печей сухого способа..... 6...8 см/с;

для пыли цементных мельниц.....8...10 см/с.

Если электрическое сопротивление частиц превысит $2 \cdot 10^8$ Ом·м, скорость их дрейфа снизится примерно в 3 раза.

Осаждающиеся на электроде твердые частицы находятся под действием сил, направленных к электроду, и сил, стремящихся оторвать частицы от поверхности (поляризации частицы, ее тяжести и потока газа). Решающее значение для удержания осевших частиц на поверхности в нормальных условиях работы электрофильтра (при электросопротивлении от 10^2 до $2 \cdot 10^8$ Ом·м) имеет взаимодействие напряженности поля и заряда частиц. В этих условиях заряды осевших частиц через слой и электрод равномерно, не задерживаясь, уходят в землю, слой пыли не уплотняется и легко отряхивается; процесс протекает так, как указано на рис. 3.4, а.

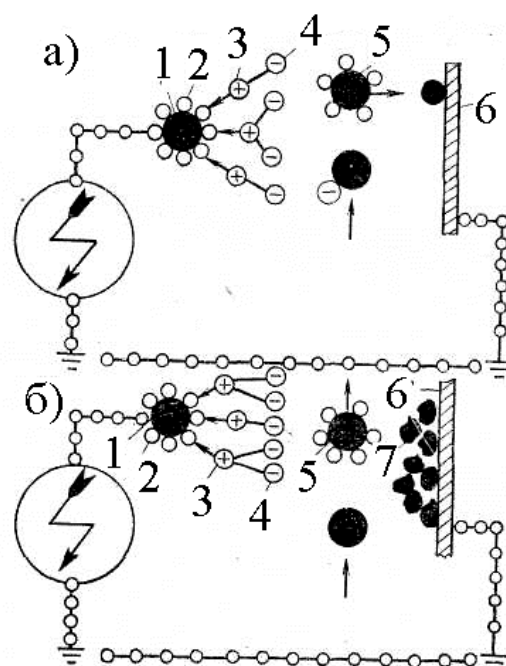


Рис. 3.4. Схема зарядки и движения частиц в электрофильтре:
 а – в нормальных условиях; б – при образовании обратной короны;
 1 – коронирующий электрод; 2 – электроны; 3 – положительные ионы;
 4 – отрицательные ионы; 5 – частицы пыли; 6 – осадительный электрод;
 7 – место образования обратной короны

Однако при электросопротивлении слоя выше $2 \cdot 10^8$ Ом·м заряды вновь осевших частиц стекают очень медленно, и в слое образуется мощный заряд высокого потенциала, экранирующий основное поле и создающий противоположно действующее местное поле высокой напряженности. Поэтому в осажденном слое, содержащем кроме пыли 50...90 % газа, вследствие разности диэлектрических постоянных газа и твердых частиц, возникают местные пробои и образуются узкие каналы, доходящие до поверхности осадительного электрода. Паде-

ние напряжения вдоль этих каналов вызывает ионизацию газа, находящегося в слое; каждый из этих каналов действует как острие коронирующего электрода на пластине; между пылью и осадительным электродом возникает обратная корона, нарушающая работу электрофильтра. На рис. 3.4, б показана схема зарядки, движения и осаждения взвешенных частиц в случае возникновения обратной короны. Образующиеся при этом положительные ионы частично попадают в межэлектродный промежуток и нейтрализуют основные заряды, что способствует вторичному уносу пыли и снижению эффективности электрофильтра (до 75 %) при кратковременных повышениях коронного тока и значительном осаждении пыли на коронирующих электродах. Высокоомные осаждающиеся частицы, приближающиеся к поверхности осаденного слоя, имеющего одинаковую полярность, бомбардируются ионами этого также высокоомного слоя и при определенной напряженности местного поля отталкиваются и уносятся газом для повторной зарядки и осаждения. Такая нестабильность в работе электрофильтров наблюдается при температуре отходящих из печей регенерации и извести свыше 180 °С и при температуре аспирационного воздуха свыше от 70 °С.

Рыхлый слой пыли под действием электрических сил, направленных к осадительному электроду, при высоком электрическом сопротивлении сильно уплотняется, поэтому при отряхивании часть спрессованной пыли (особенно мелкой) остается на электроде. Вследствие высокого электросопротивления это снижает напряжение тока на коронирующем электроде и напряженность поля. Установлено, что с увеличением слоя пыли на электродах с 1 до 10 мм скорость дрейфа уменьшается на 40 %. Для улучшения работы электрофильтра необходимо перед подачей аэрозоля в активную часть аппарата снизить электросопротивление твердых частиц. Так как электрическое сопротивление зависит от температуры и влагосодержания, то иногда можно повысить эффективность работы электрофильтра путем снижения температуры газа перед электрофильтром на 10...30 °С.

Отряхивание пыли с электродов. Количество пыли, осаденной в полях нормально работающего электрофильтра, снижается по ходу газов примерно по экспоненте (рис. 3.5). Так, в первом поле осаждается от 75 до 80 % поступившей пыли, на электродах второго – 12...15 %, третьего – 2...3,5 %. Соответственно этому электроды первого поля встряхивают чаще, чем второго, а второго – чаще, чем третьего.

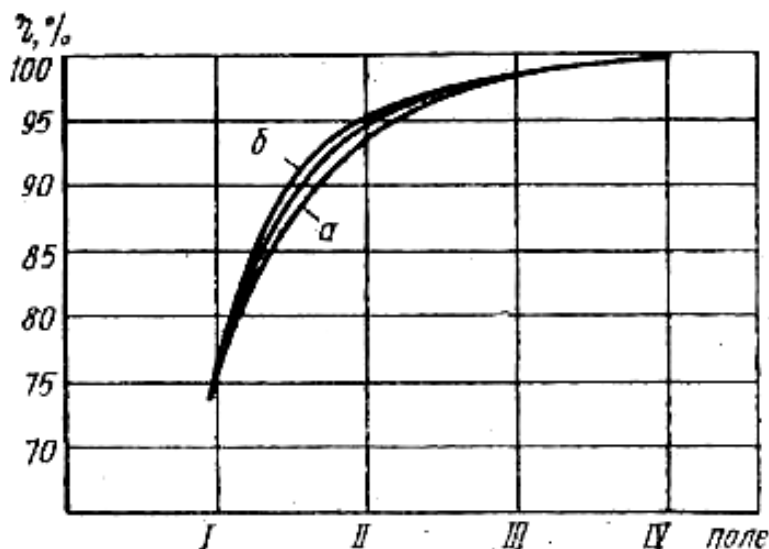


Рис. 3.5. Зависимость степени обеспыливания газов от длины активной зоны электрофильтра: *а* – расчетная кривая; *б* – экспериментальные кривые

Встряхивание осадительных и коронирующих электродов осуществляют путем соударения рам отдельных полей, подъема и сбрасывания рам или отдельных элементов, ударов или вибрации электродов.

Для эффективного отряхивания слоя пыли необходимо наносить удары или виброимпульсы такой интенсивности и частоты, при которых слой не измельчается в порошок, а отделяется в виде крупных комков, не увлекаемых потоком газа при падении в бункер. Отряхивать можно непрерывно либо периодически; более эффективно периодическое отряхивание.

3.6.2. Конструкция и расчет электрофильтров

При производстве сульфатной и сульфитной целлюлозы широко применяют электрофильтры для очистки газовых выбросов от пылевидных частиц, тумана серной кислоты и т. п. [14].

Для очистки печных газов от огарковой пыли электрофильтры устанавливают за печами, в которых обжигают известь, серный колчедан или флотационный концентрат. Пылевой унос из печей частиц обожженной извести в основном состоит из окислов железа. Ввиду высокой начальной запыленности газов электрофильтры устанавливают в качестве второй ступени очистки (первой ступенью обычно являются циклоны).

Газы от частиц извести очищаются в сухих горячих электрофильтрах. Газы, образующиеся в механических печах, очищаются в одну ступень, в печах пылевидного обжига – в две ступени в электрофильтрах типа ВП-7,4 (вертикальный пластинчатый двухсекционный, площадь активного сечения – 7,4 м²). Такой электрофильтр снабжен устройствами для механического встряхивания осадительных и коронирующих электродов и самоочищающейся газораспределительной решеткой. Скорость газов в электрофильтре 0,4...0,5 м/с, запыленность газов после электрофильтра 0,2 г/Нм с.г., температура газов перед электрофильтром – до 425 °С.

Также применяются электрофильтры ОГ-3-20 и ОГ-3-30 (огарковые двухсекционные горизонтальные трехпольные, площадь активного сечения соответственно – 20 и 30 м²). Электрофильтры типа ОГ-3 при скорости газов в активном сечении 0,7...1,2 м/с обеспечивают очистку до содержания пыли в отходящих газах 0,1 г/Нм³ с.г. Газы печей типа «кипящий слой» очищаются в электрофильтрах ОГ-4-8 и ОГ-4-16 (огарковый горизонтальный четырехпольный, площадь активного сечения соответственно – 8 и 16 м²). На одну печь производительностью 100 т в сутки устанавливают два параллельно работающих электрофильтра ОГ-4-8.

При скорости газов 0,5...0,6 м/с в электрофильтрах типа ОГ-4 конечная запыленность составляет 0,05...1,0 г/Нм³ с.г., температура газов перед электрофильтром – до 425 °С.

Для очистки дымовых газов печей регенерации извести и содорегенерационных котлоагрегатов от пылевого уноса, состоящего из высокодисперсных частиц, применяют электрофильтр содорегенерационный двухпольный железобетонный СРС-2жб-40 (рис. 3.6). Проектная степень очистки дымовых газов от пылевых частиц $96 \pm 2\%$. Дымовые газы во избежание конденсации следует подавать в электрофильтр с температурой не ниже 130 °С.

Корпус электрофильтра железобетонный. Коронирующие электроды спиральные из нихромовой проволоки марки Х15Н60. Активная длина коронирующих электродов – 2390 м, количество их в одном поле – 23, расстояние между коронирующими и осадительными электродами – 2550 мм. Осадительные электроды С-образной формы. Встряхивание осадительных и коронирующих электродов механическое, площадь активного сечения – 40 м², скорость газов в активном сечении – 1 м/с. Уловленные пылевые частицы при встряхивании электродов сыпаются на дно корпуса электрофильтра и скрепковым транспортером удаляются из него.

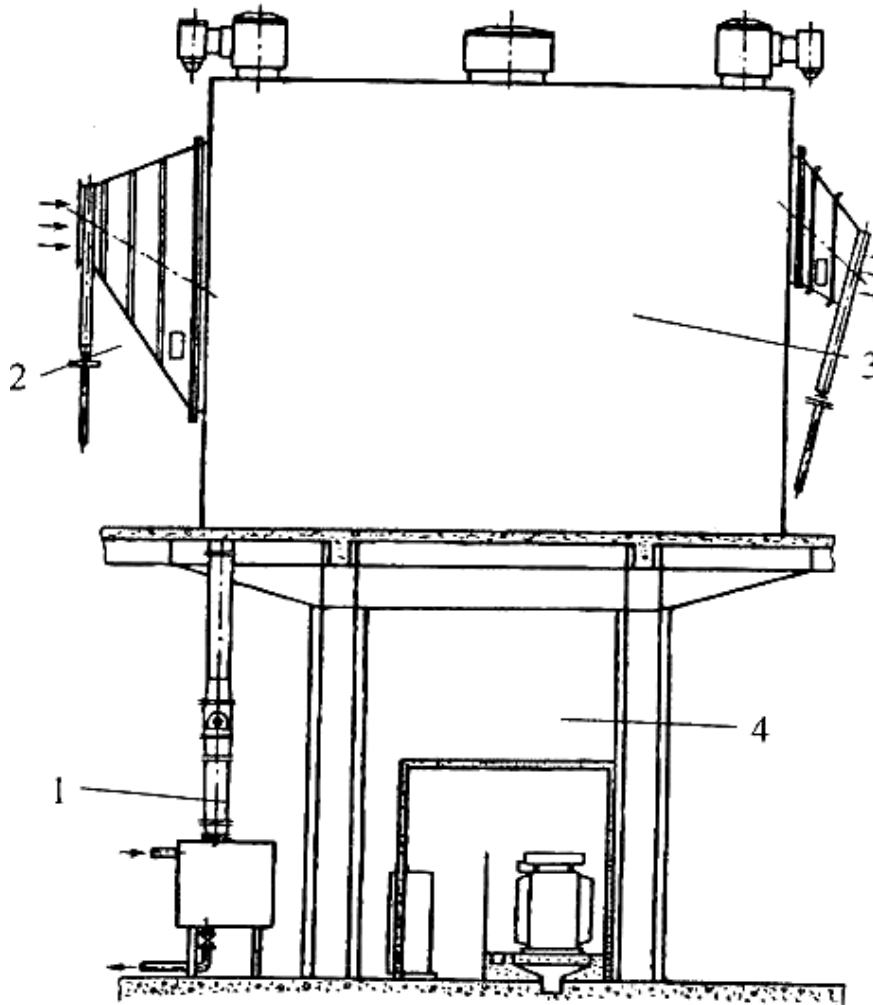


Рис. 3.6. Электрофильтр СРС-2жб-40:
1 – бак опорожнения; 2 – шиберы; 3 – корпус; 4 – подстанция

В электрофильтре СРС-2жб-40 устанавливаются малая изоляторная коробка, предохраняющая изоляторы со стороны входа и выхода газов, изоляторные коробки с приводом на одно поле, на крыше которых установлены механизмы встряхивания коронирующих электродов, и изоляторные коробки с глухим верхом. Питание электрофильтра осуществляется агрегатом АРС-250; на коронирующие электроды подается постоянный ток силой 250 мА и напряжением 80 кВт.

Пример. Рассчитать эффективность улавливания пылевого уноса, содержащегося в дымовых газах печи регенерации, в электрофильтре СРС-2жб-40. Средний размер частиц уноса $d_{\text{ср}} = 0,08$ мкм; плотность газов, рассчитанная на условия входа в электрофильтр $\rho_{\text{г}} = 0,88$ кг/м³; вязкость газов $\mu = 23,8 \cdot 10^{-6}$ Н с/м² при температуре 160 °С; напряжение, подаваемое на электрофильтр, $U = 70$ кВт; коэффициент, характеризующий геометрические размеры и скорость газов в электрофильтре $f = 85$ м/(м/с).

Так как размеры частиц малы, то для определения скорости дрейфа частиц можно применить формулу Стокса. Для этого приравняем силу сопротивления к осадительному электроду и силу действия электрического поля на заряженную частицу:

$$n \cdot e \cdot E_x = 3 \cdot \pi \cdot d_q \cdot \omega \cdot \mu,$$

где n – число элементарных зарядов;

$e = 1,6 \cdot 10^{19} \kappa$ – величина элементарного заряда;

E_x – напряженность электрического поля, в/м;

$n \cdot e$ – предельный заряд частиц.

Предельный заряд для частиц менее 1 мкм в основном определяется тепловым движением и равен $2 \cdot 10^8 \cdot \frac{d_q}{2} \cdot e$.

Определяем скорость дрейфа частиц:

$$\omega_q = \frac{2 \cdot 10^8 \cdot d_q \cdot 1,6 \cdot 10^{19} \cdot E_x}{2 \cdot 3 \cdot \pi \cdot d_q \cdot \mu} = \frac{0,17 \cdot 10^{11} \cdot E_x}{\mu}.$$

Напряженность поля находим по формуле

$$E_x = U / H_0,$$

где $H_0 = 0,125 \text{ м}$ – расстояние между коронирующими и осадительными электродами.

$$E_x = 70 \cdot 10^3 / 0,125 = 5,6 \cdot 10^6 \text{ В/м};$$

$$\omega_q = \frac{0,17 \cdot 10^{11} \cdot 5,6 \cdot 10^5}{23,8 \cdot 10^{-6}} = 0,04 \text{ м/с}.$$

Эффективность улавливания определяем из формулы (3.17):

$$\eta = 1 - e^{-\omega_q \cdot f} = 1 - e^{-0,0485} = 0,96 \text{ или } 96 \text{ \%}.$$

4. ДВИЖЕНИЕ НАСЫПНОГО МАТЕРИАЛА В ИЗВЕСТЕРЕГЕНЕРАЦИОННОЙ ПЕЧИ

Характер движения насыпного материала зависит от многих параметров: диаметра барабана, скорости его вращения, коэффициента заполнения, коэффициента трения материала о поверхность барабана, коэффициента внутреннего трения материала и наклона барабана к горизонту. В каждом случае проектные параметры (скорость вращения, наклон и т. п.) выбираются таким образом, чтобы обеспечить определенный тип движения, соответствующий результатам, которые желательно получить.

Во вращающихся барабанных печах необходимо обеспечить максимальную поверхность соприкосновения материала с теплоносителем и достаточное время пребывания материала в барабане, чтобы произошли все нужные химические реакции. Первое достигается непрерывным перемешиванием материала, второе – надлежащим выбором длины, скорости вращения и наклона барабана к горизонту [1].

4.1. ДВИЖЕНИЕ СЫПУЧЕЙ МАССЫ ВО ВРАЩАЮЩЕМСЯ БАРАБАНЕ

Рассмотрим нормальное сечение горизонтального кругового барабана (рис. 4.1), сегмент которого с центральным углом $2 \cdot \alpha$ и площадью:

$$F = \frac{1}{2} \cdot R^2 \cdot (2 \cdot \alpha - \sin 2 \cdot \alpha) \quad (4.1)$$

заполнен сыпучей массой. Из опыта эксплуатации принимаем угол $\alpha < 45^\circ = \pi/4$. Скорость вращения ω барабана мала по сравнению с его критической скоростью $\omega \ll \omega_{кр}$.

При вращении барабана масса под действием сил трения T , тяжести P и центробежной силы $P \cdot V^2 / (g \cdot R)$, где V – окружная скорость барабана, подымается на некоторую высоту, характеризуемую углом подъема β_0 ее центра массы C , лежащего от центра барабана на расстоянии

$$OC = R_0 = \frac{4}{3} \cdot R \cdot \frac{\sin^3 \alpha}{2 \cdot \alpha - \sin 2 \cdot \alpha}. \quad (4.2)$$

Допустим далее, что $\beta_0 + \alpha < \pi/2$ и $\beta_0 - \alpha > 0$. Величина угла β_0 определяется по формуле [15]

$$(tg \beta_0)_{\alpha=0}^{V=0} = arctgf = \varphi, \quad (4.3)$$

где f – коэффициент трения;

φ – угол трения покоя.

В момент, когда достигнуто равновесие, масса не будет больше двигаться при вращающемся барабане, а наклон плоскости, ограничивающей сегмент, к горизонту будет определяться углом β_0 , (рис. 4.2, а). Если $\beta_0 < \psi$, где ψ – угол естественного откоса, то масса будет неподвижна (скользит по вращающемуся барабану).

Рассмотрим случай, когда $\beta_0 > \psi$. При вращении барабана плоскость, ограничивающая сегмент массы, займет положение, характеризующееся прямой AB на рис. 4.2, б. Вращаясь, барабан увлекает массу; плоскость, ограничивающая сегмент массы, поворачивается на угол $d\beta$ (прямая A_1B_1). Масса клина с сечением A_1B_1C обрушивается по плоскости естественного откоса A_1C . Затем вновь следует поворот на $d\beta$ и т. д. Таким образом, при вращении барабана будут происходить непрерывные подъем и обрушение массы, интенсивное перемешивание: частицы из нижележащих слоев будут периодически переходить в наружные слои, приходя в непосредственное соприкосновение с теплоносителем.

Следовательно, можно заключить: если угол $\beta_0 < \psi$, то обрушения не будет. Когда угол β_0 станет равным ψ и будет увеличиваться далее, начнется обрушение массы. Обрушение будет продолжаться непрерывно в течение всего времени вращения барабана с последующим непрерывным перемешиванием массы.

Площадь dF сечения клина A_1B_1C равна

$$AB = \frac{1}{2} \cdot A_1I_1 \cdot CB = \frac{1}{2} \cdot AI \cdot CB \quad (4.4)$$

где $AB = 2 \cdot R \cdot \sin 2 \cdot \alpha$.

Так как стороны OK и OE угла KOE соответственно перпендикулярны сторонам B_1A_1 и A_1C угла B_1A_1C , то $\angle B_1A_1C = \angle KOE = d\beta$.

Из треугольника A_1CD имеем $CD = A_1C \sin d\beta \approx A_1C d\beta$;

$$A_1C = 2 \cdot R \cdot (\sin \alpha \cdot \cos d\beta - \cos \alpha \cdot \sin d\beta),$$

полагая $\cos d\beta = 1$; $\sin d\beta = d\beta$

$$A_1C = 2 \cdot R \cdot (\sin \alpha - \cos \alpha \cdot d\beta),$$

откуда, подставляя полученное значение A_1C в выражение для CD и пренебрегая членом, содержащим $(d\beta)^2$, получим $CD = 2 \cdot R \cdot \sin \alpha \cdot d\beta$.

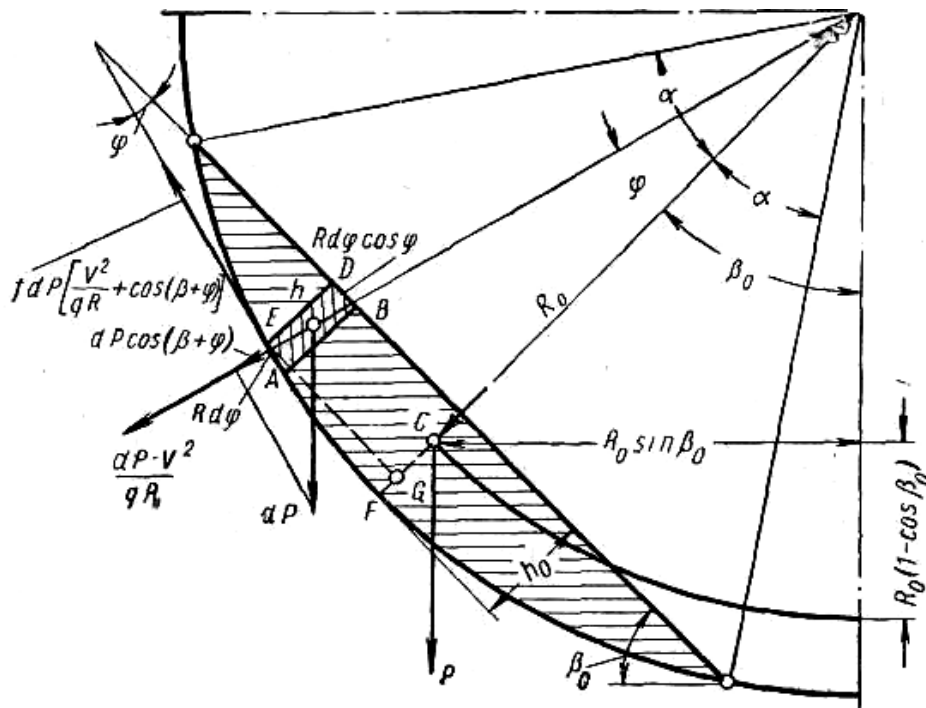


Рис. 4.1. Силы, действующие на элемент сыпучего материала

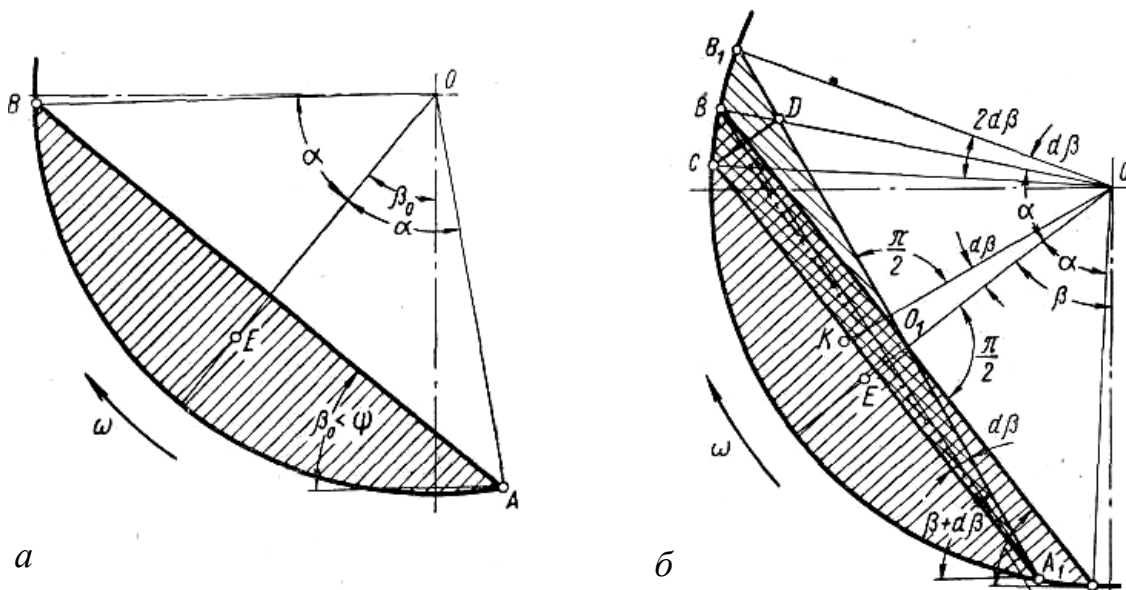


Рис. 4.2. Схема наклона свободной поверхности материала в барабане при угле подъема материала:
 а – меньше угла естественного откоса; б – больше угла естественного откоса

Уравнение (4.4) преобразуется следующим образом:

$$dF = \frac{1}{2} \cdot 2 \cdot R \cdot \sin \alpha \cdot 2 \cdot R \cdot \sin \alpha \cdot d\beta = 2 \cdot R^2 \cdot \sin^2 \alpha \cdot d\beta. \quad (4.5)$$

Обрушивание насыпного материала происходит непрерывно за время dt , в течение которого происходит поворот барабана на угол $d\beta$.

Следовательно, в единицу времени обрушится насыпной материал площадью

$$F' = \frac{dF}{dt} = 2 \cdot R^2 \cdot \sin^2 \alpha \frac{d\beta}{dt} = 2 \cdot R^2 \cdot \omega \cdot \sin^2 \alpha = 2 \cdot V \cdot R \cdot \sin^2 \alpha, \quad (4.6)$$

где $\frac{d\beta}{dt}$ – угловая скорость вращения барабана; $\frac{d\beta}{dt} = \omega$;

V – окружная скорость барабана; $V = \omega \cdot R$.

Отношение величины F' к площади F сегмента, занимаемого массой, называется интенсивностью перемешивания:

$$\Phi = \frac{F'}{F} = \frac{4 \cdot V \cdot \sin^2 \alpha}{R \cdot (2 \cdot \alpha - \sin 2 \cdot \alpha)} = \frac{4 \cdot \omega \cdot \sin^2 \alpha}{2 \cdot \alpha - \sin 2 \cdot \alpha}. \quad (4.7)$$

Угол подъема насыпного материала β определяется по формуле

$$\sin \beta = \frac{b \cdot f \cdot R \cdot n^2 \cdot p + \sqrt{b^2 \cdot (f \cdot R \cdot n^2 \cdot p)^2 - (f^2 m^2 + b^2) \cdot [(f \cdot R \cdot n^2 \cdot p)^2 - f^2 \cdot m^2]}}{f^2 \cdot m^2 + p^2}. \quad (4.8)$$

Коэффициенты b , m , p зависят от заполнения барабана материалом (рис. 4.3). При скоростях до 0,8 м/с можно пренебречь членом $(f \cdot R \cdot n^2 \cdot p)^2$, а при скоростях до 0,25 м/с можно не учитывать и член $f \cdot R \cdot n^2 \cdot p$.

Для первого случая выражение (4.8) упростится до вида

$$\sin \beta = \frac{b \cdot f \cdot R \cdot n^2 \cdot p}{f^2 \cdot m^2 + p^2} + \frac{1}{\sqrt{1 + f^2 \cdot m^2 / b^2}}, \quad (4.9)$$

а для второго случая – до вида

$$\sin \beta = \frac{1}{\sqrt{1 + f^2 \cdot m^2 / b^2}}. \quad (4.10)$$

Погрешность вычислений по формуле (4.9) составляет 1 %, а по формуле (4.10) – 3...4 %.

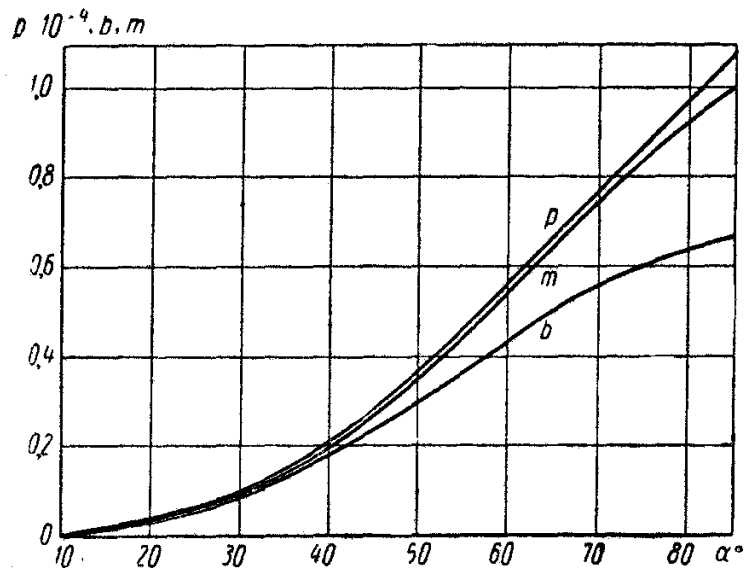


Рис. 4.3. Графики для определения коэффициентов ρ , m и b

Большинство химических печей работает со скоростями до 0,3 м/с, поэтому угол подъема сыпучего материала β определяется по формуле (4.10).

Следует отметить, что при выводе последних формул открытая поверхность сыпучей массы в барабане остается плоской (см. рис. 4.2), что верно при небольших окружных скоростях.

4.2. ВЛИЯНИЕ НАКЛОНА ОСИ БАРАБАНА НА ДВИЖЕНИЕ ЧАСТИЦ

Если ось барабана имеет небольшой наклон δ ($\text{tg}\delta \ll 1$), характер движения частиц в барабане изменится: материал поступательно движется вдоль оси барабана. Изолированная точка будет, очевидно, скользить не по дуге окружности AB , по которой она поднялась вместе с барабаном, а по линии BC максимального ската в точке цилиндра B , до которой она поднялась (рис. 4.4). Достигнув положения C , точка снова поднимается по дуге окружности CD и т. д. В результате она будет перемещаться вдоль оси барабана [15].

В случае сыпучей массы картина меняется. Одни частицы поднимаются выше уровня, которого они достигли бы, если бы были изолированы. Достигнув этого уровня, они не смогут остановиться, так как на них будут давить снизу нижележащие частицы, которые стремятся продолжать свой подъем. Другие частицы не достигнут указанного уровня вследствие сопротивления их подъему со стороны частиц, лежащих выше их.

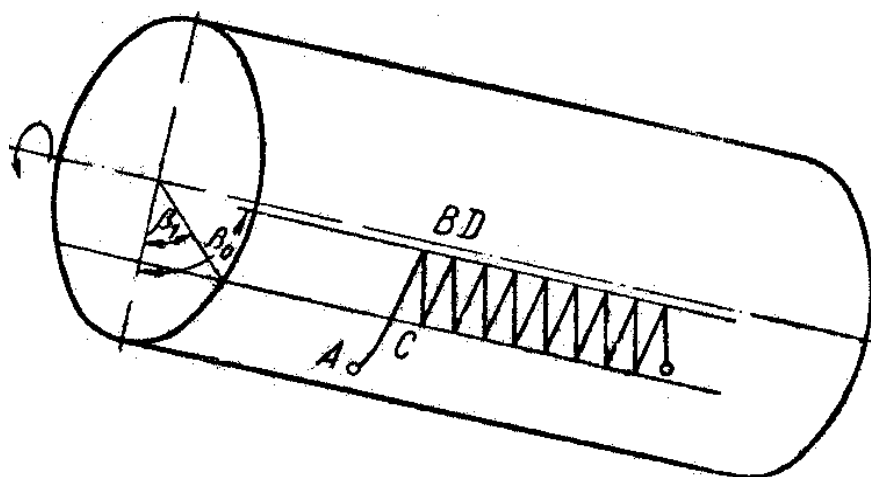


Рис. 4.4. Путь движения частицы в наклонном вращающемся барабане

При угле подъема $\beta_0 < \psi$ (ψ – угол естественного откоса массы) масса будет скользить вниз, как нечто целое, и постепенно перемещаться к нижнему концу. Так происходит, например, во многих барабанных грохотах.

При $\beta_0 > \psi$ происходит обрушение части массы, частицы которой скатываются по свободной поверхности сегмента. Так как последняя наклонена к оси, то падение частицы происходит по линии максимального ската, также наклоненной к оси, в результате чего точка перемещается вдоль оси.

В химических печах необходимо, чтобы масса двигалась с обрушением и непрерывно перемешивалась, чтобы все частицы массы, а не только поверхностный ее слой, приходили в соприкосновение с нагревающим агентом.

Практически оба процесса (скольжение и обрушение массы) накладываются с преобладанием одного из них. Наблюдение над цементными печами показывает, что обрушение массы происходит не непрерывно, а периодически с очень малыми периодами.

Кроме обрушения массы по ее свободной поверхности, будет иметь место обрушение по «фронту». Рассмотрим массу, заполняющую часть неподвижного цилиндра с сечением в виде сегмента CA_0B с горизонтальной хордой BC (рис. 4.5). Свободная поверхность фронта массы будет представлять собой эллиптический сегмент A_1BC , наклоненный к горизонту под углом естественного откоса ψ . Если вращать цилиндр, то сегмент A_1BC начнет перемещаться вокруг оси, например, в $A'B'C'$; наклон его к горизонту будет изменяться, и масса начнет обрушиваться по плоскости $A'B'C'$. При этом обрушившаяся часть массы переместится вдоль оси барабана.

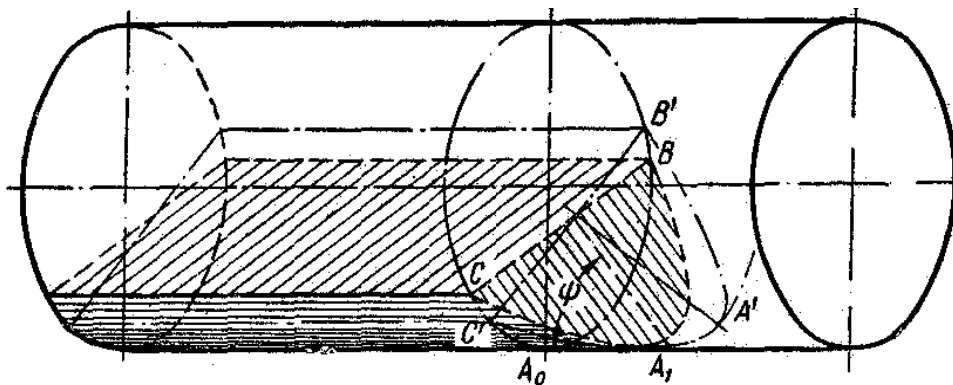


Рис. 4.5. Схема расположения материала вдоль оси барабана

При дальнейшем вращении явление будет происходить непрерывно, и вся масса начнет распределяться вдоль барабана, заполняя постепенно сегменты все меньшего сечения. Масса будет выравниваться. Если масса свободна с обоих концов, то перемещение будет происходить в обе стороны до тех пор, пока масса не образует на цилиндре тонкий цилиндрический слой, практически не имеющий «фронта». Если длина цилиндра недостаточно велика, чтобы масса могла распределиться на ней указанным образом, то часть ее выпадает по концам цилиндра. Если же цилиндр с одного конца закрыт и в него непрерывно поступает сырье, то явление будет происходить непрерывно, и на другом конце цилиндра масса будет непрерывно высыпаться. Обрушение по «фронту» будет неизбежно сопровождаться обрушением массы по ее свободной поверхности.

Свободная хордальная поверхность массы вследствие непрерывного обрушения по «фронту» расположится под некоторым наклоном к оси барабана. По этому принципу работают некоторые печи, например, содовые, ось которых горизонтальна.

4.3. ВРЕМЯ ПРЕБЫВАНИЯ МАТЕРИАЛА В ПЕЧИ

Принимают, что каждая находившаяся внутри массы частица, описав дугу окружности с радиусом, зависящим от ее положения, попадает на свободную поверхность, по которой она скатывается вниз. Вследствие непрерывного обрушивания других частиц, она снова оказывается внутри массы, снова выходит на поверхность, снова обрушивается и т. д. Радиус вращения определенной частицы не остается всегда одним и тем же, так как при своем падении частица может остановиться на разных уровнях. Радиус может принимать все значе-

ния: от минимального, равного расстоянию центра цилиндра от свободной поверхности массы, до максимального, равного радиусу барабана. Рассматриваемые в их совокупности частицы движутся на всех возможных радиусах, поэтому путь отдельной частицы роли не играет, так как каждый из возможных путей будет всегда описываться практически одним и тем же числом частиц.

Сечение слоя материала (сегмента) уменьшается вдоль печи от входа в нее, где сечение максимально, к выходу, где сечение минимально. Вследствие этого свободная поверхность материала образует с осью печи некоторый угол Θ .

Для случая небольшого наполнения время пребывания материала в печи определяется по формуле

$$t = \frac{L \cdot \sin \psi}{\pi \cdot D \cdot n \cdot (\delta + \Theta \cdot \cos \psi)}, \quad (4.11)$$

где L – длина печи, м;

ψ – угол естественного откоса материала, град;

D – внутренний диаметр печи, м, $D = 2 \cdot R$;

n – число оборотов печи в минуту;

δ – угол наклона оси печи к горизонту, рад;

Θ – угол между осью печи и свободной поверхностью материала, рад.

При большой толщине слоя время t определяется по формуле

$$t = L \cdot F / q, \quad (4.12)$$

где F – площадь сечения слоя материала (площадь сегмента) в печи;

q – объем материала, перемещаемый в единицу времени,

$$q = \frac{4 \cdot \pi \cdot n}{3} \cdot \frac{\delta + \Theta \cdot \cos \psi}{\sin \psi} \cdot (R^2 - r_0^2)^{3/2}, \quad (4.13)$$

где r_0 – расстояние от оси печи до свободной поверхности материала, м.

При приближенных расчетах время пребывания материала в печи определяют по формуле [16]

$$t = \frac{L}{80 \cdot R} \cdot \frac{2 \cdot \alpha_{cp} - \sin 2 \cdot \alpha_{cp}}{\omega \cdot \sin^3 \alpha_{cp} \cdot \operatorname{tg} \Theta}, \quad (4.14)$$

где α_{cp} – среднее значение угла α (рис. 4.6), который изменяется вдоль печи вследствие наклона открытой поверхности сырья к оси барабана.

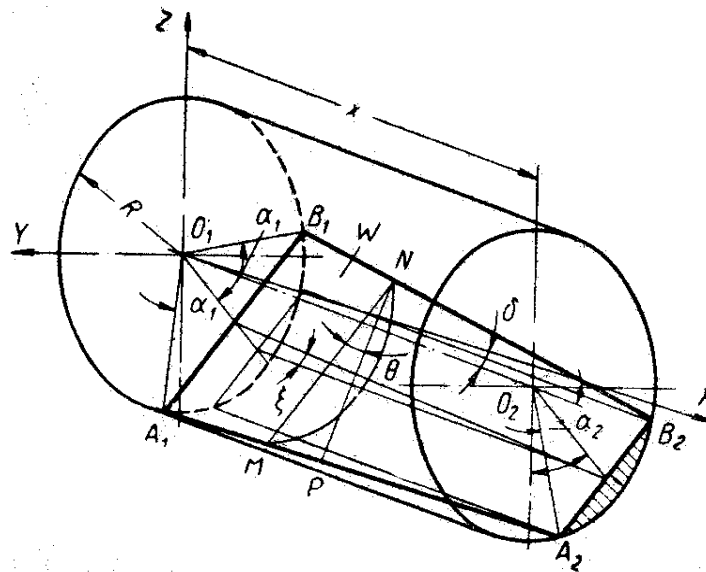


Рис. 4.6. Схема распределения материала на отрезке барабана длиной x

Опытная проверка на барабанах ($L/D = \text{const}$) показала, что время пребывания сыпучего материала в них подчиняется закону подобия и может быть вычислено по формуле (4.14) при условии, что относительные производительности модели и промышленной установки равны.

Относительная производительность:

$$q = Q / (F_0 \cdot V_0),$$

где Q – объемная производительность барабана;

F_0 – поперечное сечение барабана;

V_0 – окружная скорость вращения барабана.

4.4. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ПЕЧЕЙ

Производительность печи как транспортирующего устройства может быть выражена следующей формулой:

$$Q = \gamma \cdot F \cdot V,$$

где γ – удельный вес насыпного материала;

F – сечение слоя материала в печи;

V – скорость перемещения материала вдоль оси печи ($V = L/t$).

Задача сводится к нахождению оптимального t , которое должно быть таким, чтобы успели пройти все физические и химические процессы, необходимые для получения из сырья определенного продукта [1, 17].

См. рис. 4.6, на котором обозначен отрезок барабана длиной x , наклоненного к горизонту под углом δ , заполненного сыпучим материалом. Слой его уменьшается от одного конца A_1B_1 к другому A_2B_2 . Поверхность обрушения материала наклонена к оси его вращения под углом ξ . При вращении барабана частицы материала поднимаются вместе с ним в плоскости, нормальной к оси барабана MN , до поверхности обрушения W , после чего скатываются по линии NP . Между линиями MN и NP образуется угол максимального скатывания Θ , который определяется углом наклона барабана δ и углом наклона свободной поверхности материала ξ к оси барабана.

Рассмотрим пересечение плоскости W с двумя плоскостями: нормальной к оси барабана (след их пересечения – линия MN) и вертикальной плоскости, нормальной W (след NP). Угол Θ между MN и NP находится из выражения

$$\operatorname{tg}\Theta = \frac{\operatorname{tg}\delta + \xi \cdot \cos\psi}{\sin\psi},$$

где ψ – угол естественного откоса.

Количество материала, которое обрушивается и скатывается в единицу времени по поверхности W , находится ранее при рассмотрении (см. рис. 4.2, б).

После поворота барабана на угол $d\beta$ материал обрушится в виде клина BB_1A_1 , который переместится в положение AA_1B . Полностью изменит свое местоположение только клин O_1BB_1 , который займет положение O_1AA_1 . Средняя часть клина A_1BO_1 не изменится. Площадь $BB_1O_1 = AA_1O_1$ равна $dF = 0,5 \cdot R^2 \cdot \sin^2 \alpha \cdot d\alpha$.

Среднее расстояние, которое пройдут частицы после обрушения, определяется как расстояние между центрами тяжести ΔBB_1O_1 и ΔAA_1O_1 $l = 1,33 \cdot R \cdot \sin \alpha$. Умножив количество скатывающегося в единицу времени материала на средний путь скатывающихся частиц, на $\operatorname{tg}\Theta$ и на 3600, получим производительность барабана:

$$Q = 2400 \cdot R^3 \cdot \sin^3 \alpha_{cp} \cdot \omega \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg}\Theta. \quad (4.15)$$

5. РАСЧЕТ МОЩНОСТИ ПРИВОДА

Мощность, потребляемая известерегенерационной печью, расходуется [17]:

- на подъем материала, поступающего в печь, до угла естественного откоса;
- на перемешивание материала;
- на преодоление трения в цапфах роликов и на преодоление трения качения бандажей по роликам.

Мощность N_1 на подъем материала

Мощность N_1 определяется АО формуле

$$N_1 = \frac{Q_1 \cdot h}{1020 \cdot t} = \frac{Q_1 \cdot R_0 \cdot (1 - \cos \psi) \cdot \omega}{1020 \cdot \cos \psi}, \quad (5.1)$$

где Q_1 – количество материала, поступающего в печь;

h – высота, на которую поднимается материал;

$$h = R_0 \cdot (1 - \cos \psi);$$

t – время подъема материала;

R_0 – радиус центра массы материала, распределенного в сегменте;

ψ – угол естественного откоса;

ω – угловая скорость вращения печи.

Мощность эта невелика и существенной роли в общем балансе не играет. Например, при $Q_1 = 20000 \text{ кг/ч}$, $R_0 = 1,5 \text{ м}$, $\psi = 45^\circ$, $n = 2 \text{ об/мин}$ ($\omega = 0,2 \text{ рад/с}$), получим

$$N_1 = \frac{20000 \cdot 1,5 \cdot (1 - 0,7) \cdot 0,2}{3600 \cdot 1020 \cdot 0,785} = 0,00605 \text{ кВт}.$$

Мощность N_2 на перемешивание материала

В момент, когда масса достигла положения, характеризуемого углом естественного откоса ψ , барабан повернулся на угол $d\psi$. Центр массы поднимается на высоту $dh = R_0 \cdot d\varphi \cdot \sin \psi$ (рис. 5.1).

Работа, затрачиваемая на подъем материала:

$$dL = Q_2 \cdot R_0 \cdot \sin \psi d\psi,$$

где Q_2 – вес сыпучего материала в барабане.

Разделив работу на время подъема dt и на 1020 и заметив, что $d\varphi/dt = \omega$, получим

$$N_2 = \frac{1}{1020} \cdot Q_2 \cdot R_0 \cdot \omega \cdot \sin \psi, \quad (5.2)$$

Эта статья расхода является наибольшей.

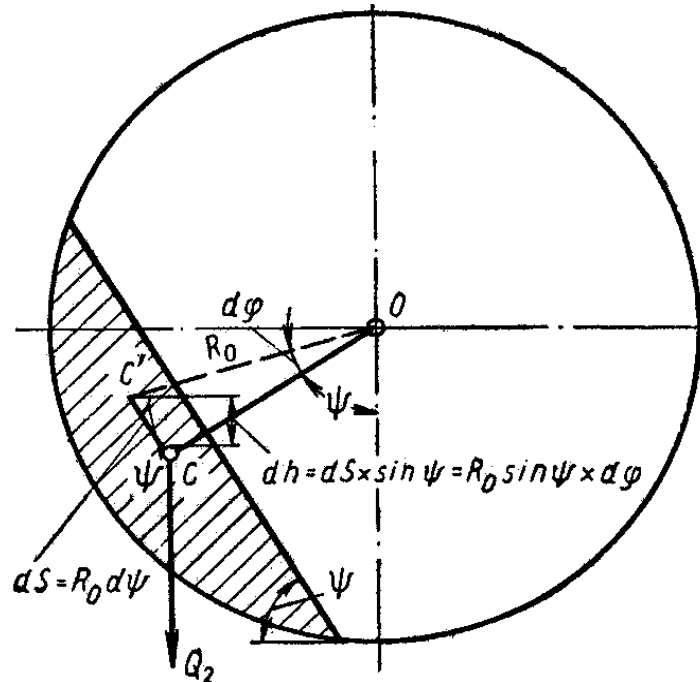


Рис. 5.1. Схема перемещения центра тяжести материала в барабане

Так, при $Q_2 = 20000 \text{ Н}$, $R_0 = 1,5 \text{ м}$, $n = 2 \text{ об/мин}$ ($\omega = 0,2 \text{ рад/с}$), $\psi = 45^\circ$, получим

$$N_2 = 200000 \cdot 1,5 \cdot 0,2 \cdot 0,71 / 1020 = 41,6 \text{ кВт}.$$

Мощность N_2 на преодоление трения в цапфах опорных роликов

Сила трения в цапфе

$$S = f \cdot T,$$

где f – коэффициент трения цапфы о вкладыш;

$$T – \text{сила на ролик, } T = \frac{Q}{2 \cdot \cos \psi};$$

Q – нагрузка на опору печи.

Окружная скорость цапфы равна

$$V = \frac{\pi \cdot r_u \cdot R_o \cdot n}{30 \cdot r},$$

где r_u – радиус цапфы ролика;

R_o – наружный радиус бандаж;

n – число оборотов барабана;

$\frac{R_o \cdot n}{r}$ – число оборотов ролика в минуту;

r – радиус ролика.

Работа силы трения в секунду на каждую пару роликов, образующих опору, равна

$$L = 2 \cdot V \cdot S$$

и соответствующая мощность в кВт

$$N'_3 = 2 \cdot V \cdot S / 102. \quad (5.3)$$

Подставляя в уравнение (5.3) значения величин, получим

$$N'_3 = f \cdot \frac{\pi \cdot R_o \cdot n}{3060} \cdot \frac{Q}{\cos \psi} \cdot \frac{r_u}{r}, \quad (5.4)$$

а для всей печи $N_3 = \sum N'_3$,

где сумма распространяется на все опоры.

Если радиусы всех роликов, цапф и бандажей одинаковы, то

$$N_3 = f \cdot \frac{\pi \cdot R_o \cdot n}{3060} \cdot \frac{\sum Q_i}{\cos \psi} \cdot \frac{r_u}{r}, \quad (5.5)$$

где $\sum Q_i$ – вес всей печи с бандажами и т. д.

Мощность N_4 на преодоление трения качения бандажей по роликам

$$N_4 = \sum \frac{\pi \cdot (R_o + r) \cdot n}{3060} \cdot \frac{Q_i}{\cos \psi} \cdot \frac{k}{r}, \quad (5.6)$$

где k – коэффициент трения качения, обычно $k = 0,0005$ м.

Если r постоянный ($(R_o + r) = \text{const}$ во всех случаях), то

$$N_4 = \frac{\pi \cdot (R_{\sigma} + r) \cdot n}{3060} \cdot \frac{\sum Q_i}{\cos \psi} \cdot \frac{k}{r}. \quad (5.7)$$

Мощность N_4 незначительна.

Полная мощность привода

$$N = \frac{N_1 + N_2 + N_3 + N_4}{\eta}, \quad (5.8)$$

где η – коэффициент полезного действия.

Для тяжелых известерегенерационных печей при открытом приводе $\eta = 0,85$, при смешанном – $0,9$, при закрытом – $0,95$.

На подъем массы печи при ее вращении затрачивается дополнительная работа на сопротивление при перекосе роликов (возникают силы трения скольжения бандажа о ролики) и искривление оси печи (вследствие тепловых воздействий или других причин), что влечет за собой смещение ее центра тяжести. Поэтому мощность, полученную по формуле (5.8) увеличивают на $15...20\%$.

6. РАСЧЕТ КОНСТРУКЦИИ ПЕЧИ НА ПРОЧНОСТЬ

6.1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАГРУЗОК

Нагрузка на печь и опоры состоит из силы тяжести обечайки, колец жесткости, накладок, футеровки, изоляции, силы тяжести материала в печи, венечного зубчатого колеса, окружного усилия на нем и сил тяжести теплообменных устройств (цепей, рекуператоров и т. п.) [12].

Для предварительных расчетов толщину δ_0 обечайки определяют по эмпирической формуле [15]

$$\delta_0 = (0,007 \dots 0,011) / D_1 \text{ мм,}$$

где D_1 – диаметр обечайки, мм.

В местах сосредоточенных нагрузок (над опорами, в месте крепления венечного колеса и рекуператоров) обечайка усилена широкими накладками или делается более толстой. Пролеты с наиболее высокой температурой также усиливают (секции обечайки изготавливают из более толстого листа) либо делают их более короткими. В общем случае толщина обечайки изменяется по длине печи.

Удельная нагрузка q_0 на единицу длины от массы обечайки

$$q_0 = \gamma_0 \cdot g \cdot \delta_0 \cdot \pi \cdot D_1, \quad (6.1)$$

где γ_0 – плотность материала обечайки.

Удельные нагрузки от массы изоляции и футеровки:

$$q_{из} = \gamma_{из} \cdot g \cdot \delta_{из} \cdot \pi \cdot D_{из}; \quad q_{ф} = \gamma_{ф} \cdot g \cdot \pi \cdot (D_3^2 - D_2^2) / 4, \quad (6.2)$$

где $\gamma_{из}$, $\gamma_{ф}$ – плотности материалов изоляции и футеровки;

D_3 , D_2 – внешний и внутренний диаметры футеровки;

$D_{из}$ – средний диаметр изоляции.

Силы тяжести бандажей, накладок и колец жесткости распределяются равномерно по длине участка, на котором они находятся, и считаются как добавочная распределенная нагрузка.

Удельная нагрузка от массы цепной завесы $q_{ц}$ также равномерно распределяется по длине занимаемого ею участка:

$$q_{ц} = q_1 \cdot g \cdot L_1 / L_{ц}, \quad (6.3)$$

где q_1 – масса единицы длины цепи;

L_1 – длина всех цепей;

$L_{ц}$ – длина участка, занимаемого цепями.

Удельная нагрузка от веса материала внутри печи:

$$q_m = F \cdot \gamma_m \cdot g, \quad (6.4)$$

где F – среднее сечение слоя материала;

γ_m – плотность материала.

Так как по мере продвижения вдоль печи сечение слоя материала и его насыпной вес изменяются, поэтому целесообразно разбить материал на участки, на которых F и q_m можно считать постоянными и определять q_m для каждого участка. Обычно масса материала невелика по сравнению с массой печи, и точный учет ее особой роли не играет.

Окружное усилие на венцовом зубчатом колесе

$$P = M_{кр} / R_{ш} = 974 \cdot N_{ш} / (n \cdot R_{ш}), \quad (6.5)$$

где $M_{кр}$ – крутящий момент на валу колеса, Н·м;

$N_{ш}$ – мощность на колесе, кВт;

$R_{ш}$ – радиус начальной окружности колеса, м;

n – число оборотов колеса в минуту.

6.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕАКЦИЙ ОПОР

Обечайка печи представляет собой балку на опорах с консолями, находящуюся под действием системы равномерно распределенных и сосредоточенных нагрузок.

Рассмотрим балку (рис. 6.1) с n пролетами на $n + 1$ опорах и с двумя консолями. Вырежем из балки два смежных пролета (рис. 6.2) и заменим связь с балкой моментами M_{i-1} и M_{i+1} , приложенными к концам выделенной двухпролетной балки. На средней опоре балки приложим момент M_i . Между моментами M_{i-1} , M_i , и M_{i+1} существует соотношение, известное под названием теоремы о трех моментах:

$$M_{i-1} \cdot \frac{l_i}{J_i} + 2 \cdot M_i \cdot \left(\frac{l_i}{J_i} + \frac{l_{i+1}}{J_{i+1}} \right) + M_{i+1} \cdot \frac{l_{i+1}}{J_{i+1}} = -6 \cdot \left(\frac{\omega_i}{J_i} \cdot \frac{a_i}{l_i} + \frac{\omega_{i+1}}{J_{i+1}} \cdot \frac{b_{i+1}}{l_{i+1}} \right), \quad (6.6)$$

где l_i – пролет между опорами;

J_i – момент инерции сечения балки в пролете l_i ;

ω_i – площадь эпюры изгибающих моментов (рис. 6.3);

a_i, b_i – расстояние от точки C_i до вертикали, проходящей соответственно через левую и правую опоры.

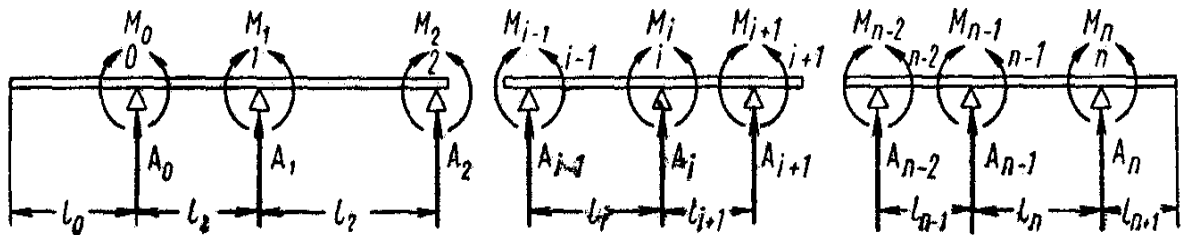


Рис. 6.1. Схема неразрезной балки

Для определения a_i, b_i и ω_i рассмотрим пролет l_i (см. рис. 6.3) со всеми приложенными к нему нагрузками и построим эпюру изгибающих моментов, как для балки, свободно лежащей на двух опорах. Найдем центр тяжести эпюры изгибающих моментов C_i и вычислим ее площадь ω_i .

Аналогично определяются a_{i+1}, b_{i+1} и ω_{i+1} для пролета l_{i+1} и т. д.

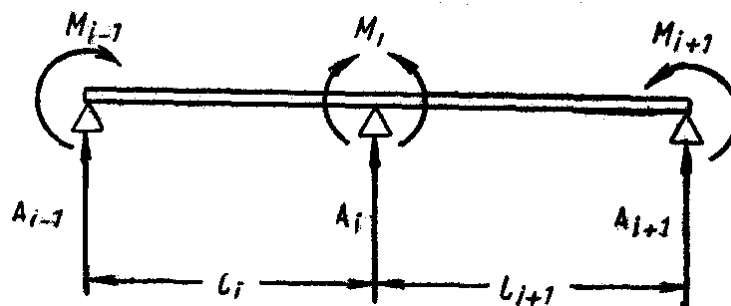


Рис. 6.2. Пролеты неразрезной балки

Написав уравнение (6.6) для всех последовательных групп пролетов $(0, 1, 2), (1, 2, 3), (2, 3, 4), \dots, (n-2, n-1, n)$, получим систему из $(n-1)$ уравнений:

$$\begin{aligned}
 M_0 \cdot \frac{l_1}{J_1} + 2 \cdot M_1 \cdot \left(\frac{l_1}{J_1} + \frac{l_2}{J_2} \right) + M_2 \cdot \frac{l_2}{J_2} &= -6 \cdot \left(\frac{\omega_1 \cdot a_1}{J_1 \cdot l_1} + \frac{\omega_2 \cdot b_2}{J_2 \cdot l_2} \right); \\
 M_1 \cdot \frac{l_2}{J_2} + 2 \cdot M_2 \cdot \left(\frac{l_2}{J_2} + \frac{l_3}{J_3} \right) + M_3 \cdot \frac{l_3}{J_3} &= -6 \cdot \left(\frac{\omega_2 \cdot a_2}{J_2 \cdot l_2} + \frac{\omega_3 \cdot b_3}{J_3 \cdot l_3} \right); \\
 &\dots \dots \dots \\
 M_{n-2} \cdot \frac{l_{n-1}}{J_{n-1}} + 2 \cdot M_{n-1} \cdot \left(\frac{l_{n-1}}{J_{n-1}} + \frac{l_n}{J_n} \right) + M_n \cdot \frac{l_n}{J_n} &= -6 \cdot \left(\frac{\omega_{n-1} \cdot a_{n-1}}{J_{n-1} \cdot l_{n-1}} + \frac{\omega_n \cdot b_n}{J_n \cdot l_n} \right).
 \end{aligned} \tag{6.7}$$

Моменты M_0 и M_n в сечениях над крайними опорами могут быть определены обычно как для консольной балки, моменты M_1, M_2, \dots, M_{n-1} определяются из системы уравнений (6.7).

Если J постоянно для всех пролетов ($J = J_1 = J_2 = \dots = J_n$), то уравнение (6.6) примет вид

$$M_{i-1} \cdot l_i + 2 \cdot M_i \cdot (l_i + l_{i+1}) + M_{i+1} \cdot l_{i+1} = -6 \cdot \left(\frac{a_i \cdot \omega_i}{l_i} + \frac{a_{i+1} \cdot \omega_{i+1}}{l_{i+1}} \right). \tag{6.8}$$

Рассмотрим опору i (рис. 6.4). Сумма моментов всех приложенных к балке сил (заданных и реактивных) слева (или справа) от опоры должна быть равна моменту M_i , т. е.

$$\begin{aligned}
 A_0 \cdot (l_1 + l_2 + \dots + l_i) + A_1 \cdot (l_1 + l_2 + \dots + l_i) + A_3 \cdot (l_1 + l_2 + \dots + l_i) + \dots \\
 + A_{i-2} \cdot (l_{i-1} + l_i) + A_{i-1} \cdot l_i + \sum_i M_Q = M_i,
 \end{aligned} \tag{6.9}$$

где $\sum_i M_Q$ – момент относительно опоры i всех явно заданных нагрузок слева от опоры.

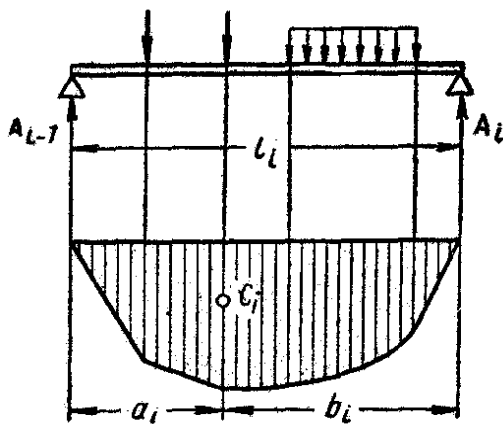


Рис. 6.3. Нагрузки и эпюры изгибающих моментов

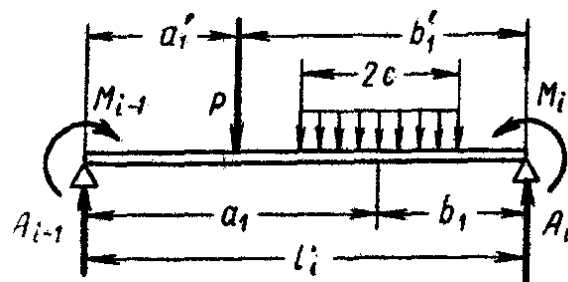


Рис. 6.4. Нагрузки на пролет в общем виде

Полагая, что $i = 1, 2, 3, \dots, n$, получим уравнения, из которых находим силы A_0, A_1, \dots, A_{n-1} :

$$\begin{aligned} A_0 &= (M_1 - \sum_1 M_Q) / l_1; \\ A_1 &= (M_2 - A_0(l_1 + l_2) - \sum_2 M_Q) / l_2; \\ &\dots\dots\dots \\ A_{n-1} &= (M_n - A_0 \cdot (l_1 + l_2 + \dots + l_{n-1}) - \dots - A_{n-2} \cdot l_{n-1} - \sum_n M_Q) / l_n. \end{aligned}$$

Сила A_n определяется из уравнения равновесия активных и реактивных сил.

Зная заданные нагрузки и реакции опор и применив правило Верещагина, можно определить силы и моменты в любом сечении [15].

6.3. ПРОВЕРКА НА ПРОЧНОСТЬ КОЛЬЦЕВЫХ СВАРНЫХ ШВОВ

Напряжение в обечайке барабана определяем по формуле

$$\sigma = M_{\max} / W, \tag{6.10}$$

где W – момент сопротивления сечения обечайки.

Моменты инерции сечений обечайки, учитывая незначительную их толщину по сравнению с радиусом, можно вычислить следующим образом. Рассмотрим элемент кольца (рис. 6.5) с площадью $\delta \cdot R \cdot d\varphi$ и с моментом инерции относительно центра $dJ_0 = \delta \cdot R \cdot d\varphi \cdot R^2$.

Тогда имеем

$$J_0 = \delta \cdot R^3 \cdot \int_0^{2\pi} d\varphi = 2 \cdot \pi \cdot \delta \cdot R^3.$$

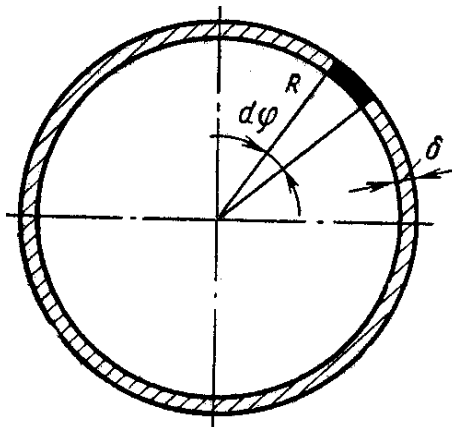


Рис. 6.5. Кольцо барабана

По теореме о том, что для плоской фигуры полярный момент инерции J_0 равен сумме моментов инерции относительно двух перпендикулярных между собой экваториальных осей, находим момент инерции относительно диаметра:

$$J = J_0 / 2 = \pi \cdot R^3 \cdot \delta,$$

следовательно,

$$W = J / R = \pi \cdot R^2 \cdot \delta. \quad (6.11)$$

Подставив уравнение (6.10) в уравнение (6.11), получим

$$\sigma = \frac{M_{\max}}{y \cdot \pi \cdot R^2 \cdot \delta} = \frac{0,318 \cdot M_{\max}}{y \cdot R^2 \cdot \delta}, \quad (6.12)$$

где y – коэффициент ослабления сварного шва.

6.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СИЛ, ДЕЙСТВУЮЩИХ НА СВОБОДНО НАДЕТЫЙ БАНДАЖ

На лежащий на опорных роликах бандаж (рис. 6.6) действует нагрузка Q , равная реакции опоры под бандажом.

Реакцию T опорного ролика находим, рассматривая равновесие системы:

$$2 \cdot T \cdot \cos (\pi - \beta) = Q, \quad (6.13)$$

откуда получим

$$T = \frac{Q}{2 \cdot \cos (\pi - \beta)} = -\frac{Q}{2 \cdot \cos (\beta)} = \frac{Q}{2 \cdot \cos (\psi)}. \quad (6.14)$$

С увеличением угла ψ сила T , давящая на опорные ролики и на бандаж, увеличивается, следовательно, возрастает давление на оси роликов и подшипники. С этой точки зрения угол ψ должен быть возможно меньшим. Однако угол ψ не может быть очень малым, так как это сделало бы конструкцию неустойчивой и могло бы привести к опрокидыванию корпуса с роликов. Опытным путем установлено, что оптимальным значением является $\psi = 30^\circ$, $\beta = 150^\circ$.

Под действием нагрузки Q корпус печи деформируется и соприкасается с внутренней поверхностью бандажа по дуге φ , вдоль которой давление распределено неравномерно. Очевидно, что при прочих равных условиях большей нагрузке Q будет соответствовать и боль-

шая дуга контакта между корпусом и бандажом; эта дуга будет тем больше, чем меньше зазор между барабаном и бандажом.

Определение давления на башмаки

Ниже рассмотрен приближенный метод расчета, основанный на следующих допущениях.

1. Корпус и бандаж касаются нижней половины их поверхности непрерывно или в конечном числе точек, т. е. дуга контакта $2 \cdot \varphi_0 = 180^\circ$.

2. Если касание непрерывное, то удельное давление на единицу бандажа изменяется по закону

$$q = q_0 \cdot \cos \varphi \text{ при } (-\pi/2 \leq \varphi \leq \pi/2), \quad (6.15)$$

где q_0 – некоторая постоянная.

3. Если касание происходит в конечном числе точек, т. е. через башмаки, расположенные симметрично относительно вертикальной оси, то давление на i -й башмак (см. рис. 6.6), (рис. 3.7, а):

$$P_i = P_0 \cdot \cos \gamma_i,$$

где P_0 – максимальная нагрузка на башмак, находящийся в нижнем положении;

γ_i – меньший угол между вертикальным диаметром и радиусом через i -й башмак.

4. Число башмаков четное.

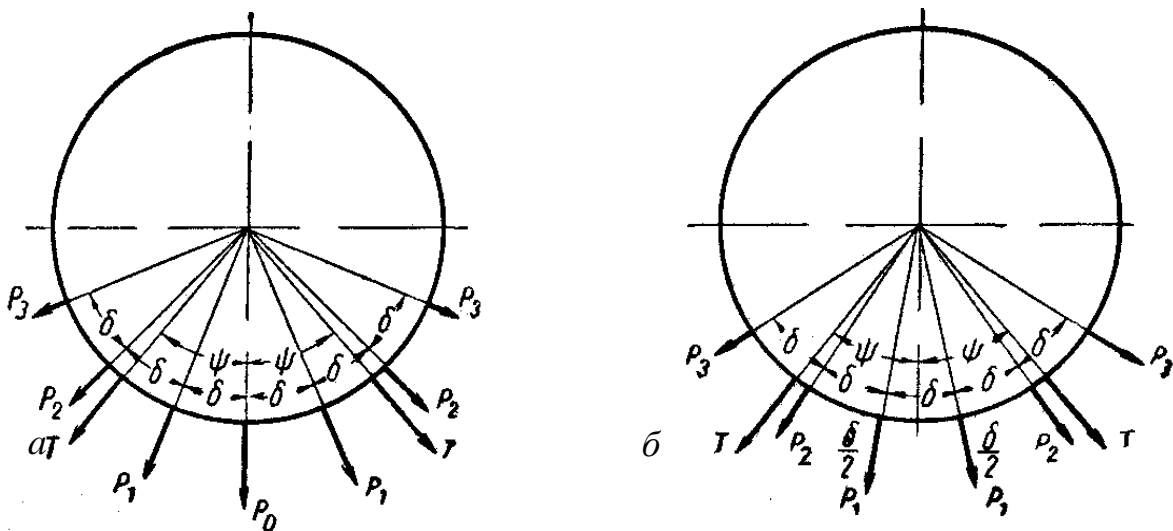


Рис. 6.7. Схема нагрузок на бандаж, опирающийся на несколько башмаков:
 а – башмак расположен в нижней точке вертикального диаметра;
 б – два башмака расположены внизу

Рассмотрим случай, когда один башмак расположен в самой нижней точке вертикального диаметра (см. рис. 6.7, а). Давление на i -й башмак:

$$P_i = P_0 \cdot \cos \gamma_i = P_0 \cdot \cos i \cdot \delta, \quad (6.16)$$

где δ – угол между двумя соседними башмаками ($\delta = 2 \cdot \pi / n$);
 n – количество башмаков.

При $i=0$ имеем $P_i = P_0$, т. е. P_0 есть сила, давящая на самый нижний башмак. Из условия равновесия системы имеем

$$P_0 + 2 \cdot P_1 \cdot \cos \delta + 2 \cdot P_2 \cdot \cos 2 \cdot \delta + \dots + 2 \cdot P_k \cdot \cos k \cdot \delta = Q, \quad (6.17)$$

где k – число башмаков в одном нижнем квадранте, не считая башмака лежащего на вертикальном диаметре; $k = (n-2)/4$.

Подставляя значения P_i из уравнения (6.16) в уравнение (6.17) и решая относительно P_0 , получим

$$P_0 = \frac{Q}{1 + 2 \sum_{i=1}^k \cos^2 i \cdot \delta}, \quad \text{или} \quad P_0 = \frac{4 \cdot Q}{n}. \quad (6.18)$$

Если внизу расположены два башмака, симметричные относительно вертикального диаметра (см. рис. 6.7, б), то число башмаков в одном квадранте будет равно $k = n/4$.

Сила давления на башмак:

$$P_i = P_0 \cdot \cos \gamma_i = P_0 \cdot \cos \left(i - \frac{1}{2} \right) \cdot \delta; \quad i = 0, 1, 2, \dots, k. \quad (6.19)$$

Пример. Дано $Q = 800000 \text{ Н}$; $n = 30$. Определить давления на башмаки.

Имеем $\delta = 2 \cdot \pi / n = 360 / 30 = 12^\circ$; $k = (30 - 2) / 4 = 7$.

Максимальная нагрузка на башмак по формуле (3.18):

$$P_0 = 4 \cdot 800000 / 30 = 106660 \text{ Н}.$$

Далее получим:

$$P_1 = P_0 \cdot \cos 12^\circ = 104320 \text{ Н}; \quad P_5 = P_0 \cdot \cos 60^\circ = 53330 \text{ Н};$$

$$P_2 = P_0 \cdot \cos 24^\circ = 97490 \text{ Н}; \quad P_6 = P_0 \cdot \cos 72^\circ = 32930 \text{ Н};$$

$$P_3 = P_0 \cdot \cos 36^\circ = 86290 \text{ Н}; \quad P_7 = P_0 \cdot \cos 84^\circ = 11120 \text{ Н}.$$

$$P_4 = P_0 \cdot \cos 48^\circ = 70340 \text{ Н};$$

Давление на башмаки при непрерывном касании

При большом количестве башмаков и значительной их длине можно считать контакт между корпусом печи и бандажом непрерывным.

В этом случае удельное давление:

$$q = q_0 \cdot \cos \varphi, \quad (6.20)$$

где φ меняется от $-\pi/2$ до $\pi/2$.

Сила, действующая на элемент дуги $R \cdot d\varphi$ (рис. 6.8):

$$q \cdot R \cdot d\varphi = q_0 \cdot R \cdot \cos \varphi d\varphi$$

и ее вертикальная составляющая равновесия системы – $q_0 \cdot R \cdot \cos^2 \varphi d\varphi$. Для равновесия системы должно быть $q_0 \int_0^{\pi/2} \cos^2 \varphi d\varphi = Q$, или после интегрирования

$$2 \cdot q_0 \cdot R \cdot \cos \left| \frac{\varphi}{2} + \frac{\sin 2\varphi}{4} \right|_0^{\pi/2} = Q = \frac{\pi \cdot q_0 \cdot R}{2},$$

откуда

$$q_0 = \frac{2 \cdot Q}{\pi \cdot R}; \quad q = \frac{2 \cdot Q}{\pi \cdot R} \cdot \cos \varphi. \quad (6.21)$$

Определив давление, геометрические размеры и выбрав материал бандажей, производят их расчет на прочность [15].

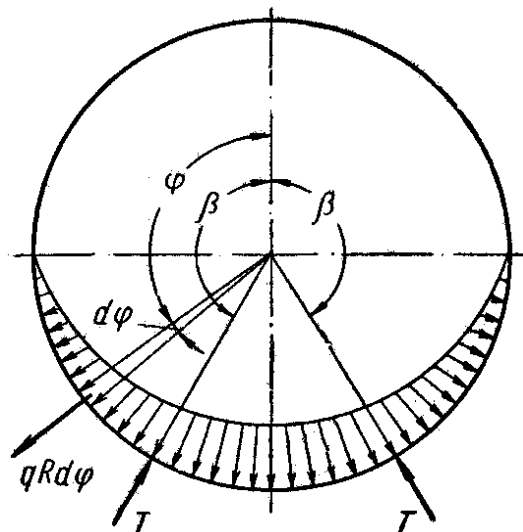


Рис. 6.8. Схема нагрузок на бандаж при непрерывном касании корпуса барабана

6.5. РАСЧЕТ НА ПРОЧНОСТЬ СВОБОДНО НАДЕТОГО БАНДАЖА

Бандаж нагружен двумя симметричными радиальными силами

Рассмотрим бандаж (рис. 6.9), нагруженный двумя одинаковыми радиальными силами P , симметричными относительно вертикального диаметра. Пусть угол между линией действия силы P и вертикальным диаметром равен a . Разрежем бандаж и заменим нарушенную связь моментом M_0 и нормальной силой N_0 , приложенными к обеим поверхностям сечения (сечение в точке приложения M_0 и N_0 – ключевое сечение). Направления M_0 и N_0 , (см. рис. 6.9), будем считать положительными.

Если $a < \beta$, изгибающие моменты в сечениях 1–2–3 будут равны

$$\begin{aligned} 0 \leq \varphi \leq \alpha; \quad M_1 &= M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi); \\ \alpha \leq \varphi \leq \beta; \quad M_2 &= M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi) + P \cdot R \cdot \sin(\varphi - a); \\ \beta \leq \varphi \leq \pi; \quad M_3 &= M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi) + P \cdot R \cdot \sin(\varphi - a) + T \cdot R \cdot \sin(\varphi - \beta), \end{aligned} \quad (6.22)$$

где T – реакция опорного ролика,

$$T = -\frac{P \cdot \cos \alpha}{\cos \beta}. \quad (6.23)$$

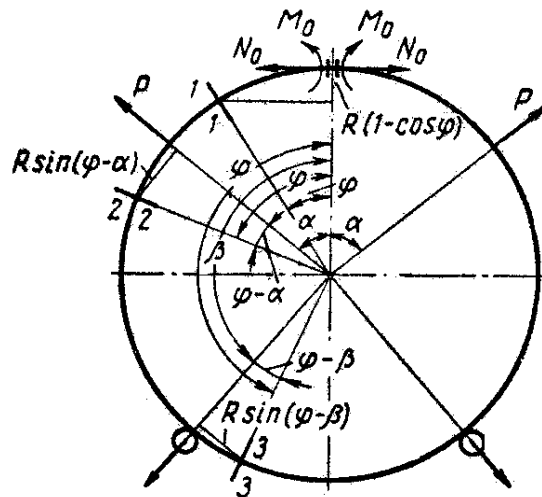


Рис. 6.9. Схема нагрузок на бандаж

Для определения M_0 и N_0 применим метод Кастильяно, согласно которому, пренебрегая работой деформации продольных сил, имеем следующие два уравнения:

$$\begin{aligned}\frac{\partial L}{\partial M_0} &= \int \frac{M}{E \cdot J} \frac{\partial M}{\partial M_0} ds = \delta \cdot \varphi_0; \\ \frac{\partial L}{\partial N_0} &= \int \frac{M}{E \cdot J} \frac{\partial M}{\partial N_0} ds = \delta \cdot n_0,\end{aligned}\tag{6.24}$$

где L – работа деформации;

E – модуль упругости материала бандажа;

J – момент инерции сечения бандажа;

ds – длина элемента дуги; $ds = R d\varphi$;

$\delta \cdot \varphi_0$ и $\delta \cdot n_0$ – поворот и осевое перемещение ключевого сечения (интегрирование распространяется на всю длину кольца).

Вследствие симметрии всей системы $\delta \cdot n_0 = \delta \cdot \varphi_0 = 0$.

Далее имеем

$$\begin{aligned}0 \leq \varphi \leq \pi; \quad \frac{\partial M}{\partial M_0} &= 1; \\ \frac{\partial M}{\partial N_0} &= R \cdot (1 - \cos \varphi).\end{aligned}\tag{6.25}$$

Подставляя эти значения в уравнения (6.24) и распространяя интегрирование на полуокружность, так как работа деформации для обеих половин бандажа одинакова, получим, сокращая на постоянную величину $R/(E \cdot J)$, уравнения:

$$\begin{aligned}N_0 &= -\frac{P}{\pi} \cdot [(\pi - \alpha) \cdot \sin \alpha - (\pi - \beta) \cdot \cos \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta]; \\ M_0 &= -\frac{P \cdot R}{\pi} \cdot \left[1 - \frac{\cos \alpha}{\cos \beta} (\pi - \alpha) \cdot \sin \alpha - (\pi - \beta) \cdot \cos \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta \right].\end{aligned}\tag{6.26}$$

Если сила P находится между опорой и нижним сечением кольца, $\alpha > \beta$, то выражения (6.26) для N_0 и M_0 не меняются, но изменяются выражения для изгибающих моментов:

$$\begin{aligned}0 \leq \varphi \leq \alpha; \quad M_1 &= M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi); \\ \beta \leq \varphi \leq \alpha; \quad M_2 &= M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi) + T \cdot R \cdot \sin(\varphi - \beta); \\ \frac{\alpha}{2} \leq \varphi \leq \pi; \quad M_3 &= M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi) + T \cdot R \cdot \sin(\varphi - \beta) + T \cdot R \cdot \sin(\varphi - \alpha).\end{aligned}\tag{6.27}$$

Если $\alpha = 0$, т. е. сила P приложена к ключевому сечению бандажа, то эту силу можно рассматривать как сумму двух симметричных сил величиной $0,5 \cdot P$ каждая, приложенных под углом $\alpha = 0$. Тогда, подставляя $0,5 \cdot P$ вместо P в формулу (6.26) и полагая $\alpha = 0$, получим

$$\begin{aligned}
 N_0 &= \frac{P}{2 \cdot \pi} \cdot (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta; \\
 M_0 &= \frac{P \cdot R}{2 \cdot \pi} \cdot \left[1 - \frac{1}{\cos \beta} + (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta \right].
 \end{aligned}
 \tag{6.28}$$

Аналогично, если $\alpha = \pi$ и сила приложена к нижнему сечению бандажа, найдем

$$\begin{aligned}
 N_0 &= - \frac{P}{2 \cdot \pi} \cdot (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta; \\
 M_0 &= - \frac{P \cdot R}{2 \cdot \pi} \cdot \left[1 + \frac{1}{\cos \beta} - (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta \right].
 \end{aligned}
 \tag{6.29}$$

Бандаж нагружен несколькими парами симметричных радиальных сил

Если силы давления на башмаки распределены по закону формулы (6.16), число башмаков четное и один башмак расположен в самой нижней точке вертикального диаметра бандажа, то M_0 и N_0 могут быть определены [15] по следующим формулам:

– когда число башмаков кратно двум, но не кратно четырем,

$$\begin{aligned}
 N_0 &= - \frac{Q}{2 \cdot \pi} \cdot \left[\frac{\pi}{\sin \delta} + n \cdot (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta \right] (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta; \\
 M_0 &= - \frac{4 \cdot Q \cdot R}{2 \cdot \pi \cdot n} \cdot \left[\frac{1}{2 \cdot \sin \delta / 2} + \frac{n}{8 \cdot \cos \beta} - \frac{n}{8} \cdot (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta - \frac{\pi}{8 \cdot \sin \delta} \right],
 \end{aligned}
 \tag{6.30}$$

– когда число башмаков кратно четырем,

$$\begin{aligned}
 N_0 &= - \frac{Q}{2 \cdot \pi \cdot n} \cdot [\pi \cdot \operatorname{ctg} \delta + n \cdot (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta]; \\
 M_0 &= - \frac{4 \cdot Q \cdot R}{2 \cdot \pi \cdot n} \cdot \left[\frac{1}{2} \cdot \operatorname{ctg} \frac{\beta}{2} + \frac{n}{8 \cdot \cos \beta} - \frac{n}{8} \cdot (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta - \frac{\pi}{8} \cdot \operatorname{ctg} \delta \right].
 \end{aligned}
 \tag{6.31}$$

Пример. Дано $Q = 800000 \text{ Н}$, $R = 1,2 \text{ м}$, $\beta = 150^\circ$, $n = 18$ башмаков, $\delta = 20^\circ$. Определить момент M_0 и нормальную силу N_0 .

По формуле (6.23) определяем реакции опор от действия всей нагрузки:

$$T = \frac{300000}{2 \cdot 0,866} = 173000 \text{ Н}.$$

Рассмотрим случай, когда внизу, на вертикальном диаметре, расположен башмак. Тогда в нижнем квадранте будет находиться, не считая нижнего (рис. 6.10), $k = 4$, башмака,

$$k = (n - 2) / 4 = (18 - 2) / 4 = 4.$$

По формуле (6.18) находим

$$P_0 = 4 \cdot Q / n = (4 \cdot 300000) / 18 = 66670 \text{ Н},$$

и далее, по формуле (3.16):

$$\begin{aligned} P_1 &= 66670 \cdot \cos 20^\circ = 62670 \text{ Н}; & P_3 &= 66670 \cdot \cos 60^\circ = 33330 \text{ Н}; \\ P_2 &= 66670 \cdot \cos 40^\circ = 51070 \text{ Н}; & P_4 &= 66670 \cdot \cos 80^\circ = 11600 \text{ Н}. \end{aligned}$$

Схема нагрузки бандажа, разрезанного в ключевом сечении, приведена на рис. 6.10.

Применив формулы (6.30), получим:

$$\begin{aligned} N_0 &= - \frac{300000}{2 \cdot 3,14 \cdot 18} \cdot \left[\frac{3,14}{\sin 20} + 18 \cdot (180 - 150) \cdot \operatorname{tg} 150^\circ \right] = - 10030 \text{ Н}; \\ M_0 &= - \frac{4 \cdot 300000 \cdot 1,2}{2 \cdot 3,14 \cdot 18} \cdot \left[\frac{1}{2 \cdot \sin 20} + \frac{18}{8 \cdot \sin 150} - \frac{18}{8} \cdot (180 - 150) \cdot \operatorname{tg} 150^\circ - \frac{3,14}{8 \cdot \sin 10} \right] = 4850 \text{ Н}. \end{aligned}$$

Если на вертикальном диаметре башмаков нет, M_0 и N_0 определяют для каждой пары симметричных сил по формулам (6.26)–(6.28) и результаты суммируют, как было указано выше. Но и в этом случае, если n невелико, можно использовать формулы (6.30) и (6.31).

Пользуясь схемой (см. рис. 6.10), можно определить по формулам (6.22) и (6.27) изгибающие моменты в любом сечении бандажа. Например, в сечении $A-A$ будет

$$M_\varphi = M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi) + P_4 \cdot R \cdot \sin(\varphi - 100) + P_3 \cdot R \cdot \sin(\varphi - 120).$$

Приняв $\varphi = 130^\circ$ и подставляя значения величин, получим

$$M_\varphi = 4850 + 10030 \cdot 1,2 \cdot (1 - \cos 130) + 1160 \cdot 1,2 \cdot \sin 30 + 3330 \cdot 1,2 \cdot \sin 10 = - 1070 \text{ Н}.$$

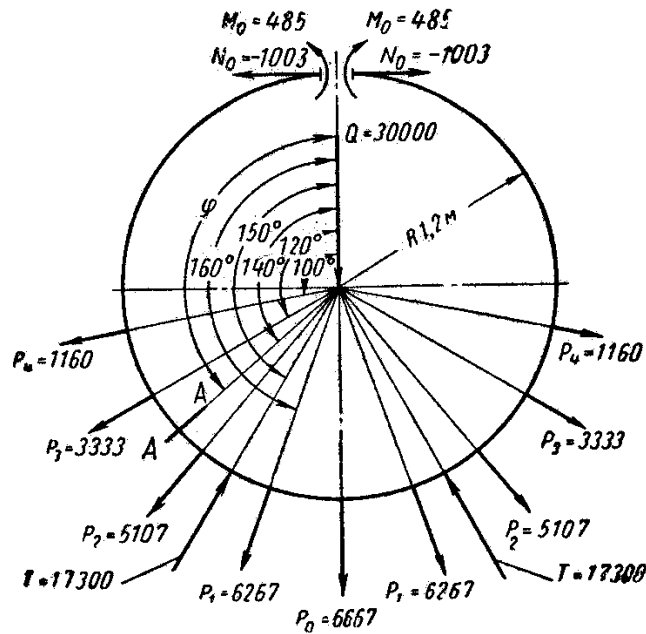


Рис. 6.10. Схема нагрузки бандаж, опирающегося в нескольких точках

Случай непрерывного касания

Если число башмаков значительно и просветы между ними невелики, касание между бандажом и корпусом можно считать непрерывным по всей нижней полуокружности, т. е. $\alpha = \pi/2$. В этом случае (см. рис. 6.8) [15]:

$$\begin{aligned} M_0 &= -\frac{Q \cdot R}{\pi} \cdot \left[0,387 + \frac{1}{2 \cdot \cos \beta} - 0,5 \cdot (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta \right]; \\ N_0 &= -\frac{Q}{\pi \cdot n} \cdot [0,25 + 0,5 \cdot (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta]. \end{aligned} \quad (6.32)$$

Изгибающие моменты в любом сечении будут

$$\begin{aligned} 0 \leq \varphi \leq \pi/2; \quad M_1 &= M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi); \\ \pi/2 \leq \varphi \leq \beta; \quad M_2 &= M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi) + M_q; \\ \beta \leq \varphi \leq \pi; \quad M_3 &= M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi) + M_q - T \cdot R \cdot \sin(\varphi - \beta), \end{aligned} \quad (6.33)$$

где $T = -\frac{Q}{2 \cdot \cos \beta}$; $M_q = -\frac{Q \cdot R}{\pi} \cdot \left[\cos \varphi + \frac{2 \cdot \varphi - \pi}{2} \cdot \sin \varphi \right]$.

В случае $\beta = 150^\circ$ максимальный момент будет на опоре $\varphi = \beta = 150^\circ$

$$M_{\max} = 0,6333 \cdot Q \cdot R.$$

6.6. РАСЧЕТ НА ПРОЧНОСТЬ БАНДАЖА, ЖЕСТКО СКРЕПЛЕННОГО С КОРПУСОМ

В этом случае нагрузку Q , равную реакции опоры, можно считать равномерно распределенной по окружности бандажа. Тогда имеем [15]

$$\begin{aligned} M_0 &= -\frac{Q \cdot R}{2 \cdot \pi} \cdot \left[\frac{1}{2} + \frac{1}{\cos \beta} - (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta \right]; \\ N_0 &= -\frac{Q}{2 \cdot \pi} \cdot [0,5 + (\pi - \beta) \cdot \operatorname{tg} \beta]. \end{aligned} \quad (6.34)$$

Изгибающие моменты равны

$$0 \leq \varphi \leq \beta; M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi) + q \cdot R^2 \cdot \left(\varphi \cdot \sin \varphi - 2 \cdot \sin^2 \frac{\varphi}{2} \right); \quad (6.35)$$

$$\beta \leq \varphi \leq \pi; M_0 + N_0 \cdot R \cdot (1 - \cos \varphi) - q \cdot R^2 \cdot \left(\varphi \cdot \sin \varphi - 2 \cdot \sin^2 \frac{\varphi}{2} \right) - T \cdot R \cdot \sin(\varphi - \beta),$$

где $q = \frac{Q}{2 \cdot \pi \cdot R}$; $T = -\frac{Q}{2 \cdot \cos \beta}$.

При $\beta = 150^\circ$ максимальный момент будет на опоре $M_{\max} = 0,6333 \cdot Q \cdot R$. Дальше расчет ведется, как обычно.

Для определения температурных напряжений, которые могут возникнуть вследствие перепада температур бандажа и обечайки или вследствие неодинаковой температуры вдоль радиуса бандажа, рассмотрим частный случай [15]. Пусть t_{cp} – средняя постоянная температура, которая вызывает в бандаже примерно те же деформации и напряжения, что и действительное распределение температуры в нем, и t_0 – температура обечайки.

Обозначим разность температур $t = t_0 - t_{cp}$.

При нагреве обечайка расширяется больше футеровки, между ними образуется зазор. Обечайку можно считать сжимаемой. В бандаже и обечайке возникают напряжения:

$$\begin{aligned} \sigma_0 &= \frac{2 \cdot \alpha \cdot t \cdot \delta \cdot R_0 \cdot E}{R \cdot (k_1 \cdot F + 2 \cdot \delta)}; \\ \sigma_1 &= \pm \frac{3 \cdot \alpha \cdot t \cdot \delta \cdot F \cdot E}{k_1 \cdot \delta \cdot R \cdot (k_1 \cdot F + 2 \cdot \delta)}; \\ \sigma_2 &= \pm \frac{3 \cdot \mu \mp k_1^2 \cdot \delta \cdot R}{k_1 \cdot \delta \cdot R} \cdot \frac{\alpha \cdot t \cdot \delta \cdot E \cdot F}{k_1 \cdot F + 2 \cdot \delta}, \end{aligned} \quad (6.36)$$

где σ_0 – напряжение в бандаже;

σ_1 – меридиональное напряжение в обечайке;
 σ_2 – кольцевое напряжение в обечайке;
 α – коэффициент линейного расширения материала;
 R – радиус обечайки и бандажа;
 R_0 – радиус бандажа;
 F – площадь сечения бандажа;
 δ – толщина обечайки, учитывая и кольцевые накладки под бандажом;
 μ – коэффициент Пуассона;
 k_1 – коэффициент затухания действия краевых сил и моментов в цилиндре (при $\mu=0,3$); $k_1 = 1,29 / \sqrt{R \cdot \delta}$.

Пример. Дано: $\alpha = 13 \cdot 10^{-6}$; $R = 1,5$ м; $R_0 = 1,75$ м; $t = 25$ °С; $F = 0,1$ м²; $\delta = 0,06$ м; $k_1 = 6$ м⁻¹; $\mu = 0,3$.

Подставляя значения в формулы (6.36), получим

$$\sigma_0 = \frac{2 \cdot 13 \cdot 10^{-6} \cdot 25 \cdot 0,06 \cdot 1,75 \cdot 2 \cdot 10^{11}}{1,5 \cdot (6 \cdot 0,1 + 2 \cdot 0,06)} = 1,26 \cdot 10^4 \text{ кН/м}^2;$$

$$\sigma_1 = \frac{3 \cdot 13 \cdot 10^{-6} \cdot 25 \cdot 2 \cdot 10^{11} \cdot 0,1}{6 \cdot 1,5 \cdot 0,06 \cdot (6 \cdot 0,1 + 2 \cdot 0,06)} = 5,01 \cdot 10^4 \text{ кН/м}^2;$$

$$\sigma_2 = \pm \frac{3 \cdot 0,3 \mp 6^2 \cdot 0,06 \cdot 1,5}{6 \cdot 0,06 \cdot 1,5} \cdot \frac{13 \cdot 10^{-6} \cdot 25 \cdot 2 \cdot 10^{11} \cdot 0,1}{6 \cdot 0,1 + 2 \cdot 0,06} \approx \begin{cases} - 3,9 \text{ кН/м}^2 \\ - 6,9 \text{ кН/м}^2 \end{cases}$$

Как видно, напряжение в бандаже невелико, а в обечайке – значительно, хотя температурный перепад невелик. Из формул (6.36) следует, что напряжения пропорциональны температурному перепаду. Поэтому нужно стремиться к тому, чтобы этот перепад был небольшим. При увеличении сечения бандажа напряжения в нем уменьшаются, а в обечайке увеличиваются. Сечение бандажа должно быть по возможности более широким и низким; при невысоком сечении падение температуры в бандаже от площади контакта наружу будет меньшим.

В бандажах на гибких пластинах нагрузка распределяется так же, как в бандажах на башмаках. Расчет таких бандажей аналогичен расчету бандажей на башмаках, причем пластины должны быть проверены на максимальную нагрузку.

6.7. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОНТАКТНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В БАНДАЖАХ И РОЛИКАХ

Контактные напряжения возникают в точках соприкосновения бандажа с роликом. Известно, если цилиндры сжимать силами, лежащими в плоскости их осей, то они сминаются по образующей, а контакт будет происходить по полоске шириной

$$2 \cdot b = 4 \cdot \sqrt{\frac{P \cdot (1 - \mu^2)}{\pi} \cdot \frac{E_1 + E_2}{E_1 \cdot E_2} \cdot \frac{r \cdot R}{r + R}}$$

где P – сжимающая нагрузка на единицу длины образующей цилиндра;

E_1, E_2 – модули упругости;

μ – коэффициент Пуассона;

r, R – радиусы цилиндров.

Давление на площадке распределяется по эллиптическому закону

$$p = p_0 \cdot \sqrt{1 - y^2 / b^2},$$

где p_0 – максимальное давление на средней линии площадки ($y = 0$);

$$p_0 = \sqrt{\frac{P}{\pi \cdot (1 - \mu^2)} \cdot \frac{E_1 \cdot E_2}{E_1 + E_2} \cdot \frac{r + R}{r \cdot R}}.$$

Если модули упругости обоих цилиндров равны ($E_1 = E_2 = E$) и коэффициент Пуассона $\mu = 0,3$,

$$p_0 = 0,418 \cdot \sqrt{P \cdot E \cdot \frac{R + r}{R \cdot r}}. \quad (6.37)$$

Напряжение в материале цилиндров, вызываемое давлением p , распределенным по полоске контакта, максимальное в точках, лежащих на оси z , а приведенное (эквивалентное) напряжение принимает максимальное значение на глубине $z = 0,784 \cdot b$ (при расчете по теории наибольших касательных напряжений):

$$(\sigma_{np})_{\max} \approx 0,6 \cdot p_0. \quad (6.38)$$

Максимальное напряжение среза:

$$\tau_{\max} = \sigma_{np} / 2 = 0,3 \cdot p_0 \quad (6.39)$$

будет на площадке, наклоненной под углом 45° . Если τ_{\max} слишком велико, материал ролика и бандажа начинает разрушаться; вследствие этого давление $p_0 = 3,3 \cdot \tau_{\max}$ не должно превышать определенных значений.

6.8. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ БАНДАЖЕЙ И РОЛИКОВ

Внутренний диаметр бандажа определяется конструктивными соображениями, в первую очередь – диаметром обечайки. Необходимым для расчетов средним диаметром (диаметром осевой линии) задаются по опыту существующих конструкций с последующей его проверкой.

Ширина B бандажа определяется таким образом, чтобы удельная нагрузка P не превышала $(2,0...2,4) \cdot 10^6 \text{ Н/м}$:

$$B \geq T / P, \quad (6.40)$$

где T – давление между бандажом и опорным роликом.

В нежестко скрепленных бандажах внутренний диаметр бандажа берется с таким расчетом, чтобы при максимальной температуре обечайки между ней и башмаками (или пластинами и выступами в других конструкциях) оставался зазор 2 мм , т. е.

$$D_{\text{вб}} = D_{\text{вн}} + 2 \cdot \alpha \cdot t \cdot R + 2 \text{ мм},$$

где $D_{\text{вн}}$ – диаметр внешней опорной поверхности башмаков;

α – коэффициент линейного расширения обечайки;

t – разность между температурами обечайки работающей и неработающей печи;

R – радиус цилиндра.

Ширина ролика берется больше ширины бандажа на величину теплового удлинения печи в сечении под опорой, т. е. на

$$\Delta B = \alpha \cdot t \cdot l,$$

где l – расстояние данного ролика от неподвижного бандажа, расположенного между упорными роликами.

При определении общей ширины ролика добавляют 30...40 мм для облегчения монтажа. Таким образом, ширина ролика B_1 , мм, равна

$$B_1 = B + \alpha \cdot t \cdot l + (30..40).$$

Температура t_0 обечайки после разогрева определяется по формуле

$$3,14 \cdot \alpha_T \cdot (t_0 - t_6) \cdot D_1 = \frac{2,73 \cdot (t_\phi - t_0)}{\frac{1}{\lambda_1} \cdot \lg \frac{D_1}{D_2} + \frac{1}{\lambda_2} \cdot \lg \frac{D_2}{D_3} + \frac{1}{\lambda_3} \cdot \lg \frac{D_3}{D_4} + \frac{1}{\lambda_4} \cdot \lg \frac{D_4}{D_5}}, \quad (6.41)$$

где α_T – коэффициент теплоотдачи в окружающую среду;

$$\alpha_T = 3,5...0,062 \cdot t_0; \quad (6.42)$$

t_0 – температура обечайки;

t_6 – температура окружающего воздуха;

t_ϕ – температура внутренней поверхности футеровки, которую принимают равной температуре внутри печи;

D_1, D_2, D_3 – наружные диаметры соответственно обечайки, изоляции (внутренний диаметр обечайки), футеровки;

D_4 – наружный диаметр обмазки (внутренний диаметр футеровки);

D_5 – внутренний диаметр обмазки;

$\lambda_1, \lambda_2, \lambda_3, \lambda_4$ – коэффициенты теплопроводности соответственно обечайки, изоляции, футеровки, обмазки.

Так как α_T и λ являются функциями неизвестной температуры t_0 , которая подлежит определению, то значением t_0 задаются, определяют α_T по формуле (6.42), λ по таблицам (при заданной температуре) и подставляют их значения в уравнение (6.41).

Если при подстановке всех величин уравнение (6.41) удовлетворено, то принятое значение t_0 приемлемо. В противном случае расчет приходится повторить, задавшись новым значением t_0 .

Температура обечайки не должна превышать 300 °С. Если температура выше, то обечайку охлаждают воздухом (обдувка), водой.

Диаметр ролика d , мм, определяется по эмпирическим нормам (T – Н; B – мм):

– для чугунных роликов:

$$d \geq \frac{T}{(150 \dots 200) \cdot B}, \quad (6.43)$$

– для стальных:

$$d \geq \frac{T}{(300 \dots 400) \cdot B}. \quad (6.44)$$

На практике придерживаются нормы:

$$0,25 \cdot D \leq d \leq 0,33 \cdot D, \quad (6.45)$$

где D – наружный диаметр бандажа.

Если d по формулам (6.43) и (6.44) оказывается меньше $0,25D$, следует принимать d по формуле (6.45). Отметим, что с увеличением d и D удельная нагрузка P падает.

Выбрав диаметры роликов ($d = 2 \cdot r$) и бандажа ($D = 2 \cdot R$), ширину бандажа и определив $P = T/B$, следует проверить узел на контактную прочность по формуле (6.37):

$$p_o = 0,418 \cdot \sqrt{P \cdot E \cdot \frac{R+r}{R \cdot r}} \leq \sigma,$$

где σ – допускаемое напряжение, которое не должно превышать 40, 50 и 60 МН/м² соответственно для сталей марок Ст. 3, Ст. 4 и Ст. 5.

Если устанавливаются двойные ролики (см. рис. 1.15, 1.16), то во всех расчетах нужно подставлять силу T_1 , т. е. силу давления на каждый ролик [18].

Определим усилие, на которое должны быть рассчитаны упорные болты (см. рис. 1.6) или стяжные болты (см. рис. 1.7) подшипников опорных роликов. Разложим силу реакции T ролика на вертикальную

$$T \cdot \sin \psi = Q/2 \cdot \operatorname{tg} \psi, \quad (6.46)$$

прижимающую подшипник к фундаментной плите, и горизонтальную

$$T \cdot \cos \psi = T \cdot \sin \psi = Q/2 \cdot \operatorname{tg} \psi, \quad (6.47)$$

стремящуюся сдвинуть и опрокинуть подшипник.

Упорные болты или стяжные болты должны быть рассчитаны на силу

$$F = Q/2 \cdot \operatorname{tg} \psi - f \cdot Q/2, \quad (6.48)$$

где f – коэффициент трения материала основания подшипника по материалу опорной поверхности.

Силой трения, возникающей от натяжения болтов, скрепляющих подшипник с рамой, пренебрегаем.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Во втором издании учебного пособия содержатся сведения по теории обжига извести. Изложена методика расчета материального и теплового баланса известерегенерационных печей. Рассмотрены приходные и расходные блоки материального баланса, расход тепловой энергии и расчета процесса горения.

Выполнен расчет производительности известерегенерационной печи с учетом химического состава сырья и обогащенной извести. В качестве топлива принят мазут марки 100. Подсушка и подогрев сырья производятся в циклонных теплообменниках. Для улавливания пылевидной фракции обогащенной извести применены современные электрофильтры.

Изложена методика движения сыпучего продукта во вращающейся печи с учетом влияния наклона оси печи на движение частиц. Выполнен расчет мощности привода вращающегося сегмента агрегата и расчета опорных конструкций печного агрегата на прочность.

Во втором издании учтены изменения в методиках расчетов производительности со времени выхода в свет предыдущего издания. Приведены новые направления конструктивного исполнения отдельного технологического оборудования, методики энерго- и ресурсосбережения.

Учебное пособие рекомендуется студентам специальностей лесного комплекса, связанных с проектированием и эксплуатацией вращающихся трубчатых агрегатов.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Жучков П. А. Тепловые процессы в целлюлозно-бумажном производстве : учебник для вузов. М. : Лесная промышленность, 1976. 406 с.
2. Tran H., Mao X., Barham D. Mechanisms of ring formation in lime kilns // Int. Chem. Recovery Conf. Seattle. 1992. P. 169–179.
3. Диль Л. Использование пластмассовых кирпичей для обмуровки известерегенерационных печей // Paper, and paper. 1981. № 11. С. 151–153.
4. Розен Я., Ни Л. Известерегенерационные печи компании «Шмитд» // Пейпа. 1987. Т. 207, № 3. С. 61.
5. Тран Н. Использование ЭВМ для управления известерегенерационными печами // Paper and paper Int. 1988. № 9. С. 98.
6. Хумберт П. Подсушка известкового шлама перед обжигом горячими газами известерегенерационных печей // Paper, and paper Int. 1988. № 9. С. 88.
7. Стельмах Г. Аэрофонтанная сушилка извести // Paper and paper. 1993. № 2. С. 16.
8. Хилтон С. Дит Х. С. Термообработка щелока и сжигание щелока с высоким содержанием сухого вещества. // Опыт эксплуатации целлюлозного оборудования в Финляндии : материалы симпоз. г. (СПб. 22–24 февраля 1994). СПб. : Гипробум, 1994. Т. 1. 13 с.
9. Турстрем Б. Система «Турмикс» для повышения эффективности теплопередачи печей для обжига известкового шлама // Опыт эксплуатации целлюлозного оборудования в Финляндии : материалы симпоз. г. СПб. 06.03.1989. СПб. : Гипробум, 1989. № 1. С. 12.
10. Отман А. Опыт эксплуатации печей «Турмикс» для обжига известкового шлама в странах Северной Америки // Опыт эксплуатации целлюлозного оборудования в Финляндии : материалы симпоз. г. СПб. 06.03.1989. СПб. : Гипробум, 1989. № 2. С. 9.
11. Лехти О. Опыт эксплуатации в Финляндии печей для обжига известкового шлама с системой «Турмикс» // Опыт эксплуатации целлюлозного оборудования в Финляндии : материалы симпоз. г. СПб. 06.03.1989. СПб. : Гипробум, 1989. № 3. С. 11.
12. Непенин Ю. Н. Производство сульфатной целлюлозы : учебное пособие для вузов. М. : Лесная промышленность, 1990. 597 с.
13. Банит Ф. Г., Мальгин А. Д. Пылеулавливание и очистка газов в промышленности строительных материалов. М. : Стройиздат, 1979. 351 с.
14. Ужов В. Н., Мягков В. И. Очистка промышленных газов фильтрами. М. : Химия, 1970. 231 с.
15. Конторович З. Б. Машины химической промышленности : учебное пособие. М. : Машиностроение, 1965. 415 с.

16. Макевнин М. П. Некоторые вопросы расчета машин барабанного типа // Тр. Московского ин-та химического машиностроения. М. : МИХМ, 1959. Т. XIX. 111 с.

17. Сиваков В. П., Музыкантова В. И. Известерегенерационные печи. Проектирование. Расчет : методические рекомендации. Екатеринбург : УГЛТУ, 2007. 34 с.

18. Сиваков В. П., Музыкантова В. И. Известерегенерационные печи. Конструкция. Материальный и тепловой баланс : методические рекомендации. Екатеринбург : УГЛТУ, 2006. 47 с.

19. Регенерация химикатов в производстве сульфатной целлюлозы : (каустизация и регенерация извести) : учебное пособие / Ю. В. Севастьянова, Л. А. Миловидова, Г. В. Комарова [и др.]. 2-е изд., перераб. Архангельск : Северный (Арктический) федеральный университет им. М. В. Ломоносова, 2019. 143 с.

Учебное издание

Сиваков Валерий Павлович
Исаков Сергей Николаевич
Вураско Алеся Валерьевна

**ТЕОРИЯ И КОНСТРУКЦИЯ
МАШИН И ОБОРУДОВАНИЯ.
ИЗВЕСТЕРЕГЕНЕРАЦИОННЫЕ
ПЕЧИ**

ISBN 978-5-94984-908-8



Редактор П. С. Фенина
Оператор компьютерной верстки Е. Н. Дунаева

Подписано в печать 27.04.2024. Формат 60×84/16.
Бумага офсетная. Цифровая печать.
Уч.-изд. л. 5,17. Усл. печ. л. 6,97.
Тираж 300 экз. (1-й завод 26 экз.).
Заказ № 7875

ФГБОУ ВО «Уральский государственный лесотехнический университет».
620100, Екатеринбург, Сибирский тракт, 37.
Редакционно-издательский отдел.
Тел. 8(343)221-21-44.

Типография ООО «ИЗДАТЕЛЬСТВО УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ ЦЕНТР УПИ».
620062, РФ, Свердловская область, Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2.
Тел. 8(343)362-91-16.