

Б-104352 гд

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПЕЧИ

Д. А. ДИОМИДОВСКИЙ

Д. А. ДИОМИДОВСКИЙ

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПЕЧИ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Допущено Министерством высшего и среднего специального образования СССР в качестве учебного пособия для студентов вузов, обучающихся по специальности „Металлургия цветных металлов“

*Издание второе,
дополненное и переработанное*

605664



ИЗДАТЕЛЬСТВО
„МЕТАЛЛУРГИЯ“
М О С К В А

1970

Диомидовский Д. А. Metallургические печи цветной металлургии. Изд-во «Металлургия», 1970, с. 704

Изложены основные разделы курса металлургических печей с учетом специфики цветной металлургии и с позиции комплексной теории печей. Даны общие сведения о печах и основы их теории, включающие закономерности важнейших печных процессов: технологического, движения газов и материалов, теплообменного и энергетического. Рассмотрены материалы, применяемые для сооружения печей, конструкции и показатели работы печей цветной металлургии, газоходные системы, устройства для сжигания топлива и преобразования электрической энергии в тепловую, устройства для очистки газов. Освещены современные методы исследования и проектирования металлургических печей.

Книга рассчитана на студентов металлургических вузов и может быть использована производителями, исследователями и проектировщиками цветной металлургии. Илл. 263. Табл. 45. Библ. 56 назв.

00203

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	7
Введение	9

Раздел I

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПЕЧАХ

Глава 1. Краткая история печной техники	13
Глава 2. Основные типы металлургических печей	17

Раздел II

ОСНОВЫ ТЕОРИИ ПЕЧЕЙ

Глава 3. Исходные положения комплексной теории печей	22
Глава 4. Физико-химические превращения материалов	31
1. Разновидности металлургических процессов и основные их характеристики	31
2. Термическое разложение и образование сложных соединений	35
3. Окисление компонентов	39
4. Восстановление компонентов	43
5. Обменное взаимодействие	49
6. Образование расплавов	50
7. Испарение	59
8. Приложение теории металлургических процессов к расчетам и конструированию печей	61
Глава 5. Движение газов и материалов	68
1. Основные понятия механики газов	68
2. Естественное и принудительное движение газов	71
3. Напоры и их измерение	73
4. Условия равновесия и движения газов	77
5. Характер движения газов	86
6. Сопротивление движению газов	88
7. Истечение газов из отверстий	91
8. Движение газов в свободном пространстве	97
9. Движение газов через слой кусковых материалов	105
10. Движение газов через расплавы	110
11. Движение твердых и жидких материалов	115
12. Приложение теории движения газов и материалов к расчетам и конструированию печей	131

Глава 6. Моделирование и теория подобия	140
1. Основные понятия	140
2. Критерии подобия	142
3. Методы нахождения критериев подобия	144
4. Теоремы подобия	150
5. Приложение теории подобия к некоторым печным процессам	151
6. Практика физического моделирования	157
7. Математическое моделирование (метод аналогий)	162

Глава 7. Теплопередача	168
1. Основные понятия теории теплопередачи	168
2. Теплопроводность при стационарном режиме	170
3. Теплопроводность при нестационарном режиме	175
4. Конвективный теплообмен	191
5. Тепловое излучение	199
6. Суммарная теплопередача	219
7. Теплообмен в различных печах	224
8. Тепловой баланс печей	236
9. Приложение теории теплопередачи к расчетам и конструированию печей	242

Глава 8. Получение тепловой энергии для работы печей от сжигания топлива	256
1. Общая характеристика топлива	256
2. Основные свойства топлива	257
3. Расчет горения топлива	266
4. Твердое топливо	274
5. Жидкое топливо	287
6. Газообразное топливо	291
7. Элементы теории горения	299
8. Приложение закономерностей горения топлива к расчетам и конструированию печей	331

Глава 9. Получение тепловой энергии для работы печей от преобразования электроэнергии	334
1. Основные понятия по электронагреву	334
2. Электронагрев через сопротивление	342
3. Дуговой электронагрев	346
4. Смешанный электронагрев	367
5. Индукционный электронагрев	373
6. Диэлектрический нагрев	388
7. Новые виды электронагрева	390
8. Приложение закономерностей преобразования электрической энергии в тепловую к расчетам и конструированию печей	395

Раздел III

МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ СООРУЖЕНИЯ ПЕЧЕЙ

Глава 10. Огнеупорные материалы	397
1. Общие сведения по огнеупорам	397
2. Диасовые изделия	408
3. Шамотные и высокоглиноземистые изделия	414

4. Магнезиальные и хромистые изделия	422
5. Углеродсодержащие огнеупоры	432
6. Прочие огнеупорные изделия	435
7. Теплоизоляционные материалы	439

Раздел IV

ЭЛЕМЕНТЫ ПЕЧЕЙ И ГАЗОХОДНЫХ СИСТЕМ

Глава 11. Основные детали печей	442
1. Фундамент	442
2. Корпус печи	443
3. Кладка печи	445
4. Отверстия в печах	450
5. Охлаждаемые элементы корпуса печи	451
Глава 12. Устройства для сжигания топлива	452
1. Сжигание твердого кускового топлива	452
2. Сжигание пылевидного топлива	454
3. Сжигание жидкого топлива	458
4. Сжигание газообразного топлива	464
5. Комбинированное сжигание топлива	468
Глава 13. Устройства для преобразования электрической энергии в тепловую	471
1. Нагревательные элементы	471
2. Электродные устройства	483
3. Индукторы и рабочие конденсаторы	492
Глава 14. Газоходная система печей	498
1. Газоходы и дымовые трубы	498
2. Устройства для очистки газов	500
3. Устройства для использования тепла	524
Глава 15. Снабжение печей воздухом, кислородом и водой	532
1. Воздухоснабжение печей	532
2. Водоснабжение печей	536

Раздел V

ПЕЧИ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Глава 16. Обжиговые печи и сушила	539
1. Общая характеристика обжига	539
2. Многоподовые печи	542
3. Барабанные печи	544
4. Печи для обжига во взвешенном состоянии	549
5. Печи для обжига в кипящем слое	552
6. Агломерационные машины	555
7. Шахтные печи для хлорирующего обжига	557
8. Сушила	559
Глава 17. Плавильные печи	561
1. Общая характеристика отражательной плавки	561
2. Отражательные печи	562
3. Общая характеристика электроплавки	571

4. Плавильные электропечи	576
5. Общая характеристика шахтной плавки	579
6. Шахтные печи	586
7. Общая характеристика конвертирования штейнов	591
8. Конвертеры	598
Глава 18. Ретортные и муфельные печи	602
1. Общая характеристика печей	602
2. Конструкция ретортных и муфельных печей	603
Глава 19. Литейные печи	610
1. Общая характеристика литейного производства	610
2. Тигельные и поворотные печи	610
3. Индукционные печи	612
4. Электрические печи сопротивления	620
5. Дуговые печи	623
Глава 20. Нагревательные печи	628
1. Общая характеристика нагрева металлов	628
2. Методические печи	629
3. Камерные печи	632
4. Печи-ванны	633
5. Индукционные нагревательные печи и установки	633
Глава 21. Новые типы печей	636
1. Основы для усовершенствования существующих и создания новых печей цветной металлургии	636
2. Некоторые типы новых печей	651
Раздел VI	
ИССЛЕДОВАНИЕ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПЕЧЕЙ	
Глава 22. Современные методы исследования различных типов печей	658
Глава 23. Современные методы проектирования печей цветной металлургии	669
1. Общие методические положения	669
2. Печи для обжига в кипящем слое сульфидных материалов	674
3. Вращающиеся барабанные печи глиноземного производства	680
4. Отражательные рудоплавильные печи	683
5. Рудоплавильные электропечи	686
6. Шахтные печи	688
7. Конвертеры	691
Приложения	694
Литература	701

ПРЕДИСЛОВИЕ

Цветная металлургия представляет в настоящее время самостоятельную крупную и очень важную отрасль тяжелой промышленности СССР, дающую около 60 различных цветных металлов, производство которых все время значительно возрастает.

Характерная особенность цветной металлургии, резко отличающая ее от черной, — чрезвычайное разнообразие технологических процессов и печей, которых насчитывается более 60 разновидностей. Технологические процессы, протекающие в печах цветной металлургии, часто являются одновременно и энергетическими процессами, обеспечивающими необходимое для работы печей поступление тепловой энергии.

Многолетняя заводская практика убедительно показала, что для печей цветной металлургии наиболее рациональна комплексная теория печей, что нашло четкое отражение в решении Первого всесоюзного совещания по печам цветной металлургии, проходившего в январе 1957 г. в Ленинграде.

В этом решении записано, что одна из основных задач в деле развития печей — «Осуществление всестороннего и глубокого изучения закономерностей работы печей цветной металлургии и дальнейшее развитие их теории путем создания комплексной теории печей, базирующейся на закономерностях основных процессов: технологического, энергетического, аэромеханического, теплообменного и механического».

Дальнейшее значительное развитие цветной металлургии СССР, намеченное XXIII съездом КПСС, требует подготовки большого числа высококвалифицированных специалистов по печам, для чего необходимо создание на высоком научном уровне соответствующей учебной литературы, достаточно полно отражающей специфику и требования этой отрасли промышленности.

Первое издание книги вышло в 1961 г. Учитывая, что за последние годы были накоплены новейшие научные и

промышленные данные по печам цветной металлургии, требующие обобщения и опубликования, автор подготовил второе издание книги, которое по сравнению с первым изданием подверглось значительной переработке и дополнению.

Книга написана в соответствии с программой общего курса металлургических печей для вузов, но материал в ней изложен с позиции комплексной теории печей, охватывающей все основные процессы, происходящие в печах цветной металлургии. Особое внимание обращено на связь теории с практикой и приложение теории к практике проектирования и эксплуатации печей.

ВВЕДЕНИЕ

Металлургическими печами называются промышленные агрегаты, в которых, используя тепловую энергию, производят необходимые физико-химические превращения металлосодержащих материалов с целью извлечения, рафинирования или тепловой обработки металлов и сплавов. Большинство физических и химических превращений веществ протекает с поглощением тепловой энергии, а скорость этих превращений возрастает с повышением температуры. Кроме того, большое значение в металлургии имеет агрегатное состояние вещества и подвижность его элементарных частиц, так как все процессы совершаются легче и быстрее в жидких или газообразных фазах, т. е. при расплавлении или испарении вещества.

Источником тепловой энергии в печах служит разнообразное углеродистое топливо, электрическая энергия или технологические процессы, идущие с выделением тепла. Действующие металлургические печи потребляют значительную долю добываемого углеродистого топлива и вырабатываемой электроэнергии.

Мировое производство металлов, составляющее в настоящее время около 500 млн. *t* стали и 20 млн. *t* цветных металлов в год, осуществляется в основном пирометаллургическим способом, т. е. переработкой рудного сырья и полупродуктов в различных металлургических печах.

Современная металлургическая печь — это крупный механизированный и автоматизированный агрегат, размеры которого достигают в длину 250 м, в ширину 15 м и в высоту 30 м. В течение суток металлургическая печь перерабатывает от нескольких сотен до нескольких тысяч тонн исходного сырья и потребляет сотни тонн топлива или сотни тысяч киловатт-часов электроэнергии. Для обслуживания печей приходится сооружать большие склады, устройства по подготовке шихты, транспортное хозяйство, газоотводящую систему с устройствами для очистки газов и дымовыми трубами, воздуходувные и кислородные станции и т. д. Стоимость сооружения металлургических печей исчисляется миллионами рублей.

Рабочее пространство металлургических печей сооружают в основном из огнеупорных материалов, сохраняющих механическую прочность при температуре до 2000° С и выше, а также

специальных жаропрочных сплавов. Для фундаментов, каркаса и других элементов печей, не подвергающихся воздействию высокой температуры, применяют обычные строительные материалы — цемент, строительный кирпич, стальной прокат и т. п. Отдельные элементы печей делают водоохлаждаемыми. Развитие и совершенствование печной техники находится в прямой зависимости от качества и свойств материалов, применяющихся для сооружения печей, и в первую очередь от качества и свойств огнеупорных материалов.

Представление о металлургических печах только как о чисто теплотехнических агрегатах совершенно неправильно и мешает развитию рациональных взглядов на теорию и практику работы печей. Металлургическую печь следует теперь рассматривать как сложный физико-химический агрегат, в котором наряду с теплотехническими процессами развиваются и другие важнейшие процессы: физико-химические превращения материалов, горение топлива, превращение электрической энергии в тепловую, движение твердых, жидких и газообразных сред и др.

Работа современных печей цветной металлургии складывается из следующих основных процессов, протекающих в рабочем пространстве печей в тесной взаимной связи и взаимной обусловленности:

1) физико-химических превращений материалов и продуктов (технологический процесс);

2) горения топлива или преобразования электрической энергии в тепловую (энергетический процесс);

3) движения газов и жидкостей (гидроаэромеханический процесс);

4) движения твердых материалов (механический процесс);

5) теплообмена — внутреннего и внешнего, происходящего в газовой, жидкой и твердой фазах (теплообменный процесс).

Из простого перечисления этих процессов видно, что работа металлургических печей — очень сложный комплекс разнообразных процессов, каждый из которых имеет свои собственные закономерности, изучаемые в соответствующих самостоятельных крупных отраслях науки. Так, например, закономерности технологических процессов излагаются в физической химии, теории металлургических процессов, металлургии отдельных металлов и т. д. Закономерности движения газов и жидкостей освещаются в литературе по механике газов и жидкостей, а закономерности теплообмена — в обширной литературе, специально посвященной этому важнейшему процессу.

Таким образом, научное познание работы металлургических печей связано с необходимостью изучения ряда специальных дисциплин, таких как гидроаэромеханика, теория теплообмена, теория металлургических процессов, теория горения и т. п. Поэтому наука о печах развивается в тесной связи с перечисленными самостоятельными научными дисциплинами.

Развитие и формирование науки о печах в значительной степени определяется трудами русских и советских ученых. В 1742—1763 гг. были опубликованы работы великого русского ученого М. В. Ломоносова «Первые основания металлургии» и «О вольном движении воздуха, во рудниках примеченном», в которых впервые были сформулированы принципы работы печей с естественной тягой. В 1890—1910 гг. опубликованы работы М. А. Павлова «Атлас печей» и «Определение размеров доменных и мартеновских печей», в которых был систематизирован огромный материал по металлургическим печам и даны правила их конструирования. В 1905—1925 гг. появились работы талантливого русского металлурга В. Е. Грум-Гржимайло «Гидравлическая теория печей» и «Пламенные печи», в которых была сформулирована первая в мире научная теория печей и принципы конструирования печей.

В основу гидравлической теории печей, созданной В. Е. Грум-Гржимайло, положен процесс движения газов и его закономерности, при этом движение газов в печах уподоблялось движению жидкости, что позволяло широко использовать для формирования теории печей законы движения жидкости, которые были уже достаточно хорошо изучены в гидравлике.

В 1923—1930 гг. известный американский ученый В. Тринкс опубликовал ряд работ по теории и конструированию печей. Наибольшую известность получила его неоднократно переиздававшаяся монография «Промышленные печи». В 1926—1940 гг. появились работы Н. Н. Доброхотова «Критика гидравлической теории печей», «Механика газов в мартеновских печах» и другие, в которых на основе новейших научных данных по механике газов и теплопередаче расширялась и углублялась теория печей и давались новые принципы расчета печей, топков и газогенераторов. В период 1935—1937 гг. в СССР возникло течение в области теории печей, получившее название энергетической теории, одним из создателей которой был И. Д. Семикин. Эта теория исходила из теплоэнергетики печей как главного решающего фактора в их работе.

В 1956—1957 гг. в работе «К теории печей цветной металлургии» автором были сформулированы исходные положения комплексной теории печей, базирующейся на всех важнейших печных процессах, включая и технологию. В 1958 г. появилась монография М. А. Глинкова «Основы общей теории печей», в которой печи рассматриваются в основном как теплообменные устройства, работа которых определяется преимущественно процессами получения и передачи тепла.

В 1963 г. Всесоюзная научно-техническая конференция по печам, происходившая в г. Ленинграде, на которой были обсуждены различные направления по теории печей, рекомендовала «... интенсивно развивать теорию печей как науку, рассматрива-

ющую всю совокупность происходящих в печи процессов в их взаимной связи и обусловленности».

Особо следует отметить работы по электрическим печам, в первую очередь работы русского ученого В. В. Петрова, еще в 1802—1804 гг. открывшего электрическую дугу. В 1908 г. в России опубликованы работы А. Н. Лодыгина по индукционным печам, в которых были показаны новые конструкции печей. Развитие теории электрических печей связано с работами советских ученых: С. И. Тельного, М. С. Максименко, В. П. Вологодина, А. С. Микулинского, И. Т. Жердева, Г. А. Сисояна, А. Д. Свенчанского, Н. В. Окорокова, А. В. Донского, А. Н. Соколова, М. Я. Смелянского, Л. С. Кацевича и др. Из иностранных ученых следует назвать работы по электропечам. Н. Вочке, Р. Тауссига, М. Пирани, В. Пашкиса, О. Барта, Э. Русса, А. Робитта и др.



Глава 1

Краткая история печной техники

Первая печь, применявшаяся задолго до начала нашего летоисчисления — это костер первобытного человека. Его использовали для изготовления посуды, инструментов, приготовления пищи, а также для обогрева жилья. Первые металлургические печи появились приблизительно за 2000 лет до нашей эры. Они представляли малые горны, выложенные из земли или камня, и применялись для выплавки легкоплавких металлов: меди и олова, а также для производства полурасплавленной железной крицы. Топливом для горнов служили дрова, древесный и каменный уголь. Воздух поступал вначале за счет естественной тяги, а в последующем стал подаваться от мехов.

Постепенно размеры и конструкция горнов развивались и совершенствовались, достигнув примерно за 1000 лет до нашей эры некоторого подобия шахтных печей высотой до 1—3 м. Однако в связи с общим упадком культуры в начале нашего летоисчисления первые шахтные печи, зарегистрированные в истории техники, относятся к VIII—X вв. Эти печи имели высоту до 3 м, воздух поступал в них через 1—3 фурмы и применялись они для выплавки меди и производства железной крицы. Первые доменные печи, выплавлявшие чугун, были построены примерно в середине XIV в. в Европе и в 1701 г. в России. Из сказанного видно, что наиболее старый тип металлургических печей — шахтная печь, развившаяся из первобытных горнов.

Первые пламенные печи — прототипы современных отражательных печей — появились только в 1700 г. в Англии для плавки олова, а позднее — меди и имели размеры 2×3 м.

Выдающимся в истории печной техники стал XIX в., особенно его вторая половина. В этот период в связи с развитием капитализма, вызвавшим бурный рост промышленности и техники, были сделаны крупные открытия и появились все наиболее важные типы

современных промышленных печей, большинство которых дошло до наших дней. В конце XVIII в. Корт в Англии изобрел газогенератор. В 1830 г. Нейльсон в Шотландии разработал систему для подогрева воздуха для доменных печей. В 1856 г. Бессемер в Англии сконструировал конвертер для продувки чугуна. В 1857 г. Ф. Гофман в Германии построил кольцевую печь для обжига кирпича, Мендгейм — газокамерную, Бок — тоннельную, а братья Сименс — регенеративную печь для плавки стекла, в которой воздух и газ подогревались теплом отходящих дымовых газов. В 1865 г. Мартен во Франции, используя схему регенерации тепла, предложенную братьями Сименс, сконструировал первую мартеновскую сталеплавильную печь. Первая мартеновская печь в России была построена в 1869 г. А. А. Износковым. В 1870 г. Мак-Дугаль в США предложил конструкцию многоподовой обжиговой печи с механическим перегреванием, которая в последующем была усовершенствована Веджем и Герресгоффом. В 1866 г. В. А. Семенников в России предложил способ переработки штейнов продувкой в конвертере, а в 1880 г. А. А. Ауербах разработал конструкцию конвертеров с боковым расположением фурм. В 1879 г. Вильямс в США построил первую малую отражательную печь для плавки медной руды на штейн, а крупные отражательные печи были построены только в 1904—1914 гг. В 1880 г. Герресгофф в США сконструировал шахтную печь с водяным охлаждением, получившую повсеместное распространение под названием ватержакетной печи. В 1880 г. Сименс в Германии построил первую промышленную дуговую электрическую плавильную печь.

Двадцатый век характеризуется бурным развитием печной техники и строительством большого числа новых мощных металлургических печей: доменных печей полезным объемом 1000—2700 м³, мартеновских печей емкостью 250—900 т, отражательных печей с площадью пода 200—300 м², электрических печей мощностью 10—60 тыс. *квa*, конвертеров емкостью 40—150 т металла и т. п.

История развития печной техники в России отличается рядом особенностей, на которых необходимо остановиться. В России металлы добывали и применяли в глубокой древности, о чем свидетельствуют раскопки русских городов периода VII—VIII вв. В XV—XVI вв. самодувные горны для получения железной крицы были широко распространены при крестьянских дворах на территории, занимаемой теперь Тульской и Ленинградской областями. Вследствие принадлежности этих горнов к крестьянским домам они получили название домниц, откуда, очевидно, и произошло в дальнейшем название доменной печи. В этот период история зарегистрировала много имен русских мастеров-умельцев по добыче и обработке металлов. В 1632 г. были построены первые железоделательные заводы около г. Тулы, оборудованные домницами. В 1633 г. начал свою работу первый медеплавильный завод

на Урале, — Пыскорский оборудованный горнами для плавки медной руды.

Сильно продвинулась вперед печная техника в период царствования Петра I. Петр построил большое число новых заводов для выплавки чугуна, меди и свинца с печами увеличенных размеров. В 1701 г. начал работать на Урале Каменский завод, впервые в России оборудованный доменными печами, выплавлявшими чугун.

Примечательно то, что в конце XVIII в. Россия обладала самыми крупными в мире доменными печами — диаметром до 4 м и высотой до 13 м. Производство чугуна было настолько значительно, что его продавали в Англию, Швецию и другие страны. Выплавляли также значительное по тому времени количество меди.

Однако в XIX в. Россия уступила в развитии печной техники Англии, Франции, Германии и США. Произошло это в результате общей отсталости страны и исключительной консервативности царского правительства, не видевшего огромных возможностей России и не верившего в талант и способности русского народа. Вследствие этого многие крупные открытия, сделанные русскими учеными и изобретателями значительно раньше, чем за границей, не реализовались своевременно в отечественной промышленности, в результате чего был потерян приоритет во многих вопросах печной техники. В дальнейшем до 1917 г. печная техника России в значительной степени копировала зарубежные образцы а в отечественной промышленности талантливые русские специалисты подвергались всевозможным притеснениям со стороны наводнивших в то время Россию иностранных инженеров.

Новая, яркая страница в развитии печной техники в нашей стране открылась после Великой Октябрьской социалистической революции. Генеральная линия Коммунистической партии на индустриализацию страны предусматривала развитие металлургической промышленности как первоочередную задачу. В течение нескольких пятилеток были реконструированы и расширены старые заводы и построено большое число новых мощных предприятий черной и цветной металлургии, таких как Магнитогорский и Кузнецкий комбинаты, Красноуральский и Балхашский медеплавильные заводы, никелевые комбинаты и т. п. Цветная металлургия СССР по существу создавалась заново, так как многие цветные металлы ранее в России не производили. В результате огромной работы, проделанной советским народом наша металлургия вышла на первое место в Европе и весьма близко подошла к уровню производства в США и по количеству производимых металлов, и по состоянию печной техники. По ряду технико-экономических показателей металлургия СССР превзошла наиболее развитые капиталистические страны. В 1969 г. в СССР было выплавлено 110,0 млн. т стали и значительное количество разнообразных цветных металлов.

XXIII съезд КПСС поставил перед советской металлургией новые весьма серьезные задачи по ее дальнейшему развитию и совершенствованию.

Быстрыми темпами будет развиваться цветная металлургия. Значительно расширится производство алюминия, меди, цинка, свинца, магния, олова, никеля, титана, вольфрамовых и молибденовых концентратов, а также драгоценных металлов и алмазов. Особое значение приобретает комплексное и наиболее полное использование рудного сырья. Будут построены более мощные металлургические печи: доменные, крупные электропечи и кислородные конвертеры. Для интенсификации работы металлургических печей будет широко использоваться кислород и природный газ, улучшится подготовка шихтовых материалов (агломерация с офлюсованием, окатывание и др.). Управление работой печей будет автоматизировано.

Глава 2

Основные типы металлургических печей

Печи цветной металлургии можно классифицировать по следующим признакам:

1. По технологическому назначению: сушильные; обжиговые; плавильные; рафинировочные; литейные, нагревательные печи; печи для термической обработки.

2. По источнику тепла: печи на углеродистом топливе; печи, работающие за счет тепла экзотермических реакций, происходящих в обрабатываемом материале; электрические печи.

3. По способу передачи тепла: печи, в которых тепло выделяется прямо в массе нагреваемого материала; печи, в которых тепловыделение происходит отдельно от обрабатываемого материала и передается к нему теплообменом; печи с изолированным тепловыделением (например, муфельные или с греющими трубами).

4. По форме рабочего пространства: с вертикальным рабочим пространством — шахтные печи; с горизонтальным рабочим пространством — пламенные печи; круглые; прямоугольные; цилиндрические печи и т. п.

5. По способу работы: периодически действующие печи; непрерывно действующие печи.

6. По способу использования тепла отходящих газов: рекуперативные и регенеративные печи; печи с котлами-утилизаторами; печи с подогревом шихты.

Наиболее характерны для цветной металлургии печи, элементарные схемы которых приводятся ниже.

Печи для обжига и сушки сырья и полупродуктов представлены четырьмя наиболее распространенными типами, показанными на рис. 1.

Многоподовая печь представляет вертикальный цилиндр диаметром 4—8 м и высотой 4—12 м, разделенный по высоте горизонтальными подами. Исходную шихту загружают на верхний под и последовательно перемещают с пода на под перегревающим устройством, состоящим из центрального вала и рукоятей с гребками. Топливо и воздух подают в печь через окна, имеющиеся на каждом поду.

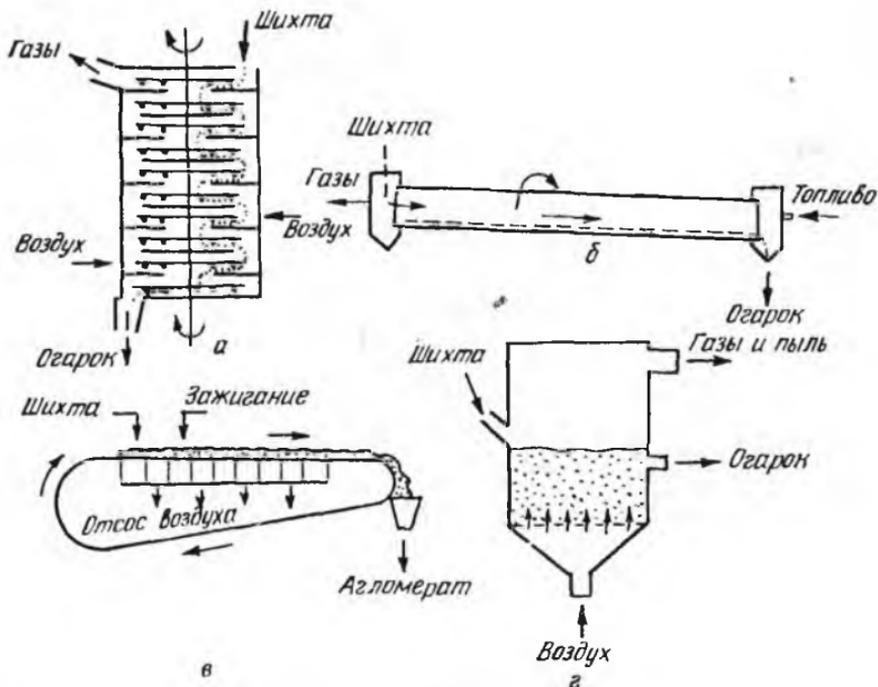


Рис. 1. Схемы обжиговых печей и сушил:

a — многоподовая печь; *б* — барабанная вращающаяся печь; *в* — агломерационная машина; *г* — печь для обжига в кипящем слое

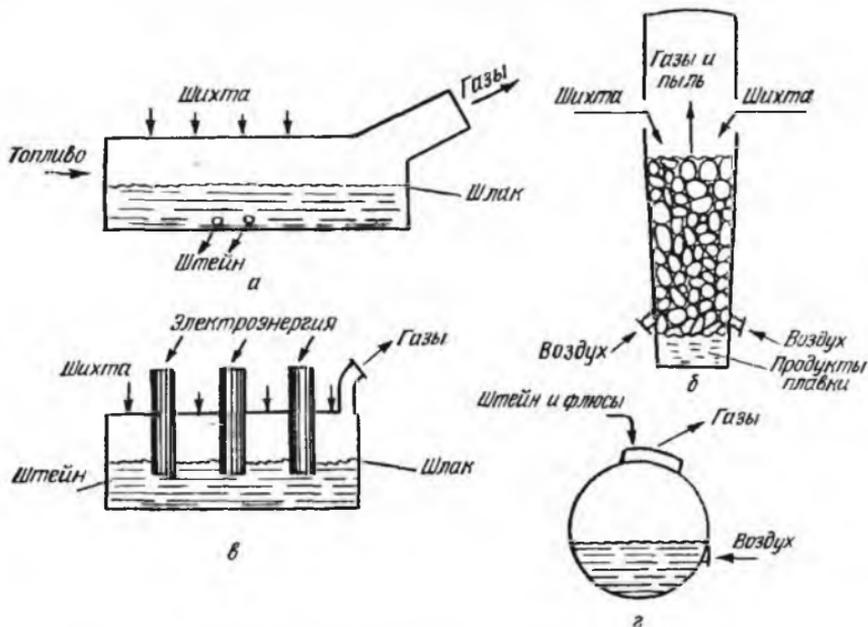


Рис. 2. Схемы рудоплавильных печей:

a — отражательная печь; *б* — шахтная печь; *в* — рудно-термическая электропечь; *г* — конвертер

Барабанная вращающаяся печь имеет форму горизонтально расположенного цилиндра диаметром 2—5 м и длиной 20—200 м. Шихта и топливо поступают в печь обычно с противоположных концов печи. Шихта движется вследствие вращения и некоторого наклона самой печи.

Агломерационная машина состоит из непрерывно движущейся цепочки стальных решеток шириной 1—4 м и длиной 10—50 м. Шихту насыпают слоем на поверхность решеток и зажигают в голове машины, а воздух, необходимый для обжига, просасывается через слой материала на решетках.

Печь для обжига в кипящем слое представлена камерой, имеющей поперечный размер 2—8 м и высоту 3—15 м. Воздух, поступающий в печь через под с большим числом отверстий, поддерживает обрабатываемый материал в состоянии непрерывного движения, напоминающего кипение жидкости. Аналогичные типы печей, особенно приведенные на рис. 1, б и г, применяют для сушки материалов.

Печи для плавки руд, концентратов и полупродуктов, а также для рафинирования металлов показаны на рис. 2.

Отражательная печь имеет форму горизонтальной камеры шириной 4—10 м, длиной 10—35 м и высотой 2—4 м. Исходную шихту загружают в печь через отверстия в своде или через окна в боковых стенках, а жидкие продукты плавки накапливаются в ванне печи. Топливо подается с головной части, а продукты горения отводятся в конце печи. Жидкие продукты плавки по мере их накопления выпускают из печи через специальные отверстия, расположенные на уровне ванны.

Шахтная печь состоит из вертикальной шахты шириной 1—2 м, длиной 5—15 м и высотой 5—8 м, собранной из водоохлаждаемых коробок (кессонов). Кусковую шихту и топливо загружают сверху, а воздух подают через фурменные отверстия, расположенные в нижней части печи. Продукты плавки непрерывно выпускают в отстойники или передние горны.

Электрическая печь для плавки руд и полупродуктов имеет форму рабочего пространства, подобную отражательной печи с несколько меньшими размерами. Через свод проходят 3—6 угольных электродов диаметром 0,6—1,4 м, по которым в рабочее пространство печи подается электроэнергия. Загрузка шихты и выпуск продуктов плавки также аналогичны отражательной печи.

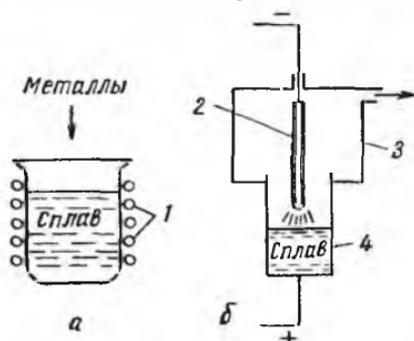


Рис. 3. Схемы литейных печей:

а — индукционная печь; б — дуговая вакуумная печь; 1 — индуктор; 2 — расходный электрод; 3 — вакуумная камера; 4 — водоохлаждаемый кристаллизатор

Конвертер представляет горизонтальный цилиндр диаметром 2—4 м и длиной 4—10 м, имеющий поворот вокруг горизонтальной оси. Жидкий штейн и флюсы загружают в конвертер через горловину, а воздух подают через фурмы прямо в ванну.

Печи для приготовления и плавки литейных сплавов показаны на рис. 3.

Индукционная печь состоит из огнеупорного тигля, вмещающего в себя от 1 до 30 т расплава. Загружаемые в печь металлы нагреваются и плавятся за счет тепла, выделяющегося в самом металле при преобразовании в нем электрической энергии индук-

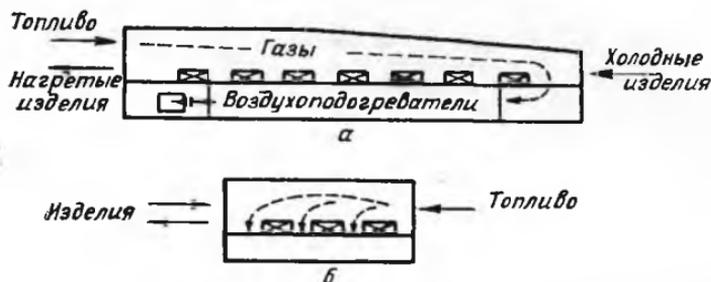


Рис. 4. Схемы нагревательных печей:
а — методическая печь; б — камерная печь

тируемой специальной обмоткой (индуктором), окружающей тигель снаружи.

Для улучшения качества сплавов индукционную печь иногда помещают в вакуумную камеру.

Дуговая вакуумная печь состоит из водоохлаждаемого тигля (кристаллизатора), изготовленного из сплава того же состава, что и выплавляемый в печи, или из меди. Кристаллизатор герметизирован и соединен с камерой, находящейся под вакуумом, что обеспечивает высокое качество получаемых в печи сплавов. Сплавы получают при плавлении под действием электрической дуги расходоуемого электрода, имеющего состав, аналогичный выпускаемому сплаву.

Дуговые вакуумные печи позволяют получать слитки массой от 0,5 до 30 т.

Печи для нагрева и термической обработки цветных металлов показаны на рис. 4.

Методическая печь обычно имеет прямоугольное рабочее пространство, вытянутое по горизонтали. Нагреваемые изделия непрерывно передвигаются механическими толкателями от загрузочного торца печи к торцу выгрузки нагретых изделий. Температура методической печи по ее длине неодинакова и имеет макси-

мальное значение на стороне выгрузки изделий. Топливо подается в методическую печь со стороны выгрузки изделий, а отходящие газы отводятся через отверстия в поду в воздухоподогреватели.

Камерная печь отличается от методической печи несколько меньшими размерами и периодичностью в работе, так как нагреваемые изделия неподвижно лежат на поду от начала и до конца нагрева, после чего сменяется вся садка печи. Температура по всему рабочему пространству камерной печи одинакова. Нагревательные и термические печи для цветных металлов и сплавов во многих случаях работают на электронагреве.

Глава 3

Исходные положения комплексной теории печей

Выше уже указывалось, что работа печей цветной металлургии складывается из пяти основных видов процессов, протекающих в рабочем пространстве печей: технологического, энергетического, аэромеханического, механического и теплообменного. Главный из них — технологический. Все остальные процессы подчиняются ему и развитие их должно быть таким, чтобы технологический процесс проходил с наилучшими качественными и количественными показателями. В заводских печах все пять указанных процессов протекают в тесной взаимосвязи и развитие и интенсивность одного процесса определяют развитие и интенсивность других процессов. Очень часто отдельный процесс достигает некоторых максимальных показателей, и дальнейшее развитие без коренного изменения режима и конструкции печи становится невозможным. Этот процесс, лимитирующий дальнейшее форсирование печей, представляется на этом этапе развития печи как бы главным и решающим. Однако история развития печной техники показывает, что со временем благодаря разнообразным конструктивным и режимным мероприятиям удается преодолеть причины, препятствующие дальнейшему развитию данного процесса, и тогда уже лимитирующим работу печи может оказаться другой процесс, вследствие чего он уже представляется как бы главным в работе данной печи. В заводских печах цветной металлургии наблюдается также и другое характерное явление, заключающееся в том, что отдельные процессы иногда совпадают по своему назначению и результатам. Обратимся к работе печей, на примере которых будут показаны роль, протекание и взаимосвязь основных процессов.

На поперечном разрезе отражательной плавильной печи (рис. 5) показано место протекания основных процессов. Углеродистое топливо, вдуваемое в рабочее пространство печи, сгорает в нем,

в результате чего образуется большое количество нагретых до высокой температуры газов (энергетический процесс). Образовавшиеся от горения топлива газы двигаются в рабочем пространстве печи (аэромеханический процесс) и при движении отдают часть имеющегося у них тепла поверхности шихты, ванны и огнеупорной кладки (теплообменный процесс). В результате получения тепла шихта плавится, и в ней совершаются необходимые физико-химические превращения, дающие конечные продукты плавки — штейн и шлак (технологический процесс). Наконец, под влиянием силы тяжести и в процессе плавления происходит движение расплава,

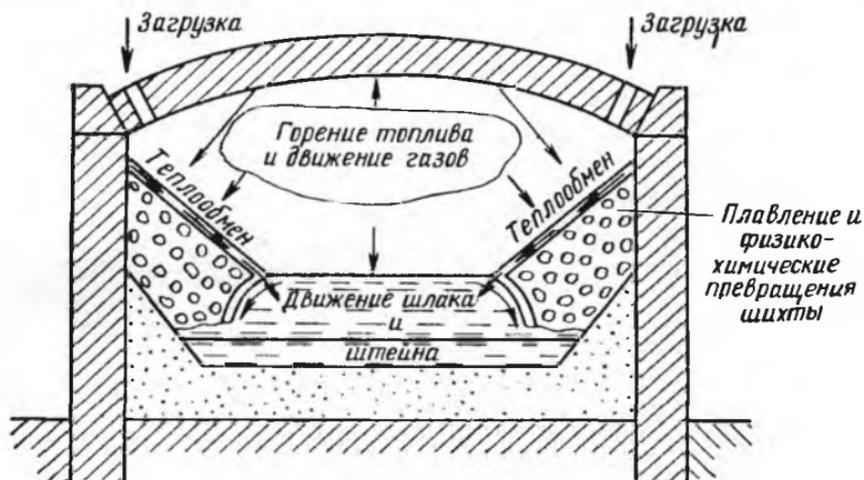


Рис. 5. Схема плавки в отражательной печи

стекающего по откосам шихты в ванну, а в ванне движутся капельки штейна и шлака, что приводит к расслаиванию на два слоя (механический процесс).

Чем больше интенсифицируется горение топлива, тем больше в единицу времени образуется в печи газов и тем выше их температура. Это усиливает теплоотдачу от газов и кладки к шихте и ванне, что ускоряет процессы плавления и преобразования шихты и приводит к повышению производительности печи. Одновременно интенсифицируются процессы движения газов и материалов. В свою очередь процесс горения топлива в большой степени зависит от движения газов, и если образующиеся газы не будут своевременно удаляться из печи, то процесс горения будет затухать. Процесс горения лимитируется также и теплообменом между газами, шихтой и кладкой, так как если форсирование горения не будет одновременно сопровождаться форсированием теплопередачи к шихте, то дополнительное тепло будет уходить с отходящими газами или чрезмерно перегревать кладку печи, вызывая ее разрушение. Горение топлива, движение газов, теплообмен в свою

очередь могут лимитироваться скоростями физико-химических преобразований шихты, а также процессом движения и разделения штейна и шлака. Химический состав шихты, ее подготовка и теплофизические свойства оказывают огромное влияние на работу печи, так же как качество топлива и условия его сжигания. На современном этапе развития отражательных печей наиболее лимитирующими и определяющими работу печей являются процессы горения топлива и теплообмена. Развитие и усовершенствование

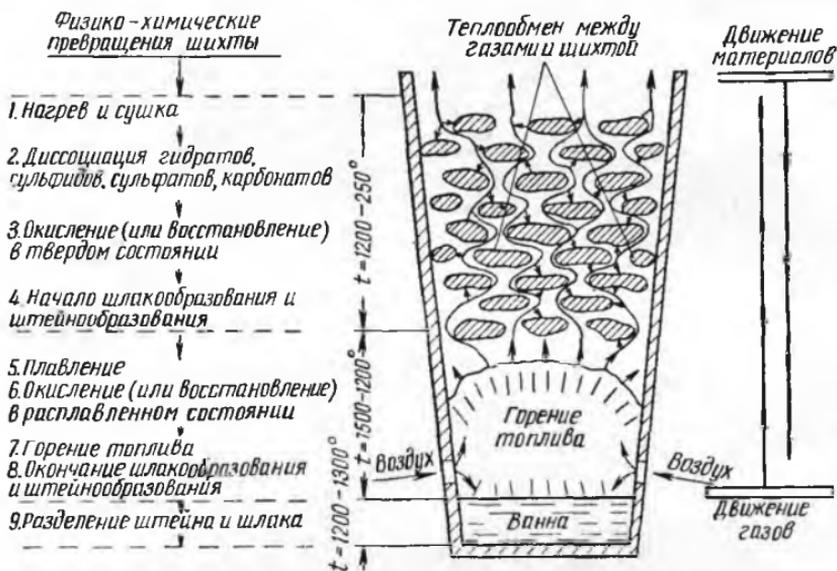


Рис. 6. Схема плавки в шахтной печи

отражательных печей, например переходом на плавку во взвешенном состоянии, может резко уменьшить значение теплообменного процесса.

Из рассмотрения поперечного разреза шахтной печи (рис. 6), на котором показано распределение основных рабочих процессов, видно, что эти процессы не имеют такого четкого разделения по зонам, как в отражательной печи, а протекают в очень тесном переплетении, по существу почти в одной зоне. Процесс плавления и преобразования шихты в шахтной печи также зависит от количества тепла, получаемого от процесса горения топлива. Процесс же горения зависит от количества воздуха, вдуваемого в печь в единицу времени, и от его распределения в печи, т. е. от механики газовых потоков.

Аэромеханика находится в зависимости от физических свойств шихты — крупности кусков, содержания отдельных классов, формы и плотности кусков и т. п., лимитирующих скорость движения и распределение газовых потоков. При слишком большом

количестве воздуха, подаваемого в шахтную печь, резко возрастает унос пыли, нарушается устойчивость шихтового столба и в нем возникают продувы и даже зависания, что нарушает нормальное движение газов и шихтовых материалов (механический процесс) и ведет к расстройству работы печей. В некоторых шахтных печах цветной металлургии физико-химический процесс преобразования шихты является одновременно и энергетическим процессом, дающим тепло в результате экзотермических реакций окисления железа и серы. На данном этапе развития шахтных печей их работу в основном определяет механика газов и шихтовых материалов, а теплообменный процесс представляется менее значащим, равно как и технологический процесс, скорости протекания которого еще не лимитируют работы шахтных печей. Улучшение качества подготовки шихты, обогащение дутья кислородом и конструктивные усовершенствования могут, однако, изменить значение отдельных процессов в работе шахтных печей.

Хороший пример взаимосвязи и взаимообусловленности процессов в печах — работа обжиговых печей, перерабатывающих сульфидные материалы. В этих печах процесс окисления сульфидов развивается в результате интенсивного теплообмена и нагрева материала до определенной температуры, а температура в печи и теплообмен зависят от окисления сульфидов, являющегося одновременно и технологическим, и энергетическим процессом.

Приведенные примеры достаточно убедительно показывают, что выделение одного или двух из пяти основных рабочих процессов, протекающих в печах, в качестве главных совершенно условно и более или менее применимо только для определенного этапа развития печной техники. История науки о печах убедительно показывает, что теории печей, базировавшиеся в основном на закономерностях какого-либо одного или двух процессов и недостаточно учитывавшие другие процессы, не были полноценными для науки и практики и со временем оказались несостоятельными.

Все изложенное позволяет сделать вывод, что современная рациональная теория печей должна учитывать не отдельные процессы, протекающие в печах, какое бы они видимое значение ни имели, а все пять указанных процессов в их взаимной связи.

Современная теория печей должна обязательно быть комплексной теорией.

Комплексная теория печей обязана учитывать основные закономерности и требования технологического процесса, что особенно существенно для печей цветной металлургии, где технологический процесс часто является одновременно и энергетическим (экзотермические реакции).

В комплексной теории печей изучают общие закономерности перечисленных выше основных процессов, а также их частные проявления в различных видах печей.

Установим основные количественные связи для перечисленных выше важнейших процессов, протекающих в рабочем пространстве металлургических печей. Для этого представим металлургическую печь в элементарном виде с помощью обобщенной схемы (рис. 7). В рабочем пространстве печи V располагаются твердые и жидкие материалы и продукты, занимающие долю печного объема V_m . В рабочее пространство печи поступают воздух, материалы и энергия и выходят из него газы, продукты и энергия (тепло, уносимое с газами, потери тепла во внешнюю среду и др.). Напишем применительно к этой схеме упрощенные обобщенные уравнения, характеризующие количественное развитие основных печных процессов.

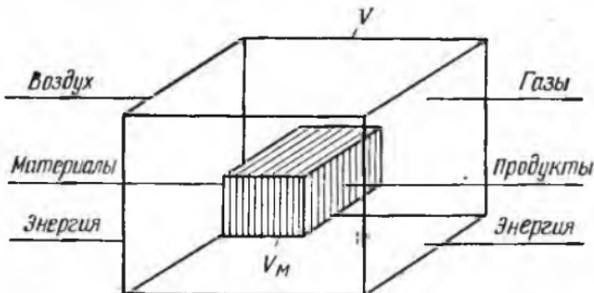


Рис. 7. Обобщенная схема металлургической печи

Технологический процесс заключается в физико-химических превращениях исходных материалов в конечные продукты требуемого состава. Количественное протекание технологического процесса определяется скоростью химических и диффузионных преобразований и взаимодействий материалов и продуктов и может быть описано уравнением

$$A = V_m \varphi C_{\Sigma}^{\max} \tau, \quad (1)$$

- где A — производительность печи, $t/сутки$;
 V_m — объем рабочего пространства, занятый материалами и продуктами технологического процесса, m^3 ;
 φ — коэффициент перемешивания или контактирования материалов, определяемый развитием процесса массообмена, безразмерный, в долях единицы;
 C_{Σ}^{\max} — суммарная максимальная скорость физико-химических превращений материалов в печи при идеальных условиях их взаимного контактирования (т. е. при $\varphi = 1$). Величина скорости измеряется массой материалов, превращающихся в конечные продукты в единице объема и в единицу времени, т. е. $t/(m^3 \cdot ч)$;
 τ — рабочее время печи в сутки, $ч/сутки$.

Технологический процесс превращения исходных материалов в конечные продукты может быть количественно описан несколько

видоизмененным уравнением (1а), которое получается преобразованием уравнения (1). Если обозначить объемную массу материалов в печи ρ , t/m^3 , то для превращения массы материалов, находящихся в $1 m^3$ рабочего пространства, потребуется время их пребывания в печи $\tau_{пр} = \frac{\rho}{\varphi C_{\Sigma}^{max}}$ ч, следовательно,

$$\varphi C_{\Sigma}^{max} = \frac{\rho}{\tau_{пр}}.$$

Подставив это выражение для φC_{Σ}^{max} в уравнение (1), получим уравнение ¹

$$A = \frac{V_{мрт}}{\tau_{пр}}. \quad (1a)$$

В уравнениях (1) и (1а), количественно описывающих технологический процесс, основные определяющие величины φ , C_{Σ}^{max} или $\tau_{пр}$. Эти величины наиболее достоверно можно найти экспериментально в условиях, воспроизводящих условия печного пространства металлургических печей.

Энергетический процесс служит для подачи в рабочее пространство печи (или удаления из него) определенного количества тепловой энергии, недостающего или выделяющегося при технологических превращениях. Он также компенсирует тепловые потери печи, что выражается в первую очередь уравнением теплового баланса, написанным для одного часа работы печи:

$$\frac{A}{\tau} (q_m + \sum Q_{пот}) = Ex, \quad (2)$$

где q_m — количество тепловой энергии, необходимое для превращения исходных материалов (шихты) в конечные продукты, или так называемое теплосодержание материалов $ккал/т$. Эта величина может иметь различные положительные и отрицательные значения;

$\sum Q_{пот}$ — потери тепла печью с газами и охлаждающими теплоносителями во внешнюю среду, $ккал/т$;

E — удельное количество тепла или энергии, выделяемое в рабочем пространстве печи или уносимое из него, отнесенное на единицу расхода топлива, электроэнергии или теплоносителя, $ккал/единица$ измерения расхода топлива или теплоносителя;

x — расход топлива, электроэнергии или теплоносителя, единица измерения/ч.

¹ В некоторых случаях более удобно использовать эту форму уравнения технологического процесса, например для нагревательных печей, где $\tau_{пр}$ определяется из условий распространения тепла в металле и допустимой скорости нагрева.

Однако энергетический процесс (положительный или отрицательный), кроме уравнения теплового баланса (2), определяется еще возможностями развития его в объеме рабочего пространства печи V . Эти возможности зависят от многих условий и, в частности, от суммарной скорости или интенсивности сжигания топлива (для топливных печей) и от условий преобразования электрической энергии в тепловую (для электрических печей). Так как эти зависимости находятся пока еще в самой начальной стадии выявления, примем, что развитие энергетического процесса в рабочем пространстве определяется объемной плотностью теплового потока (тепловое или энергетическое напряжение) в рабочем пространстве q_3 ккал/(м³·ч). Эту величину пока находят опытным путем, используя заводские данные о работе печей, но со временем она будет расшифрована и обоснована соответствующими исследованиями. Тогда энергетический процесс в рабочем пространстве печей должен определяться уравнением

$$kVq_3 = Ex, \quad (3)$$

где k — коэффициент, определяющий долю объема рабочего пространства печи, в которой протекает энергетический процесс, доли единицы.

Теплообменный процесс состоит в подводе или отводе определенного количества тепловой энергии к материалам, претерпевающим физико-химические превращения, при которых изменяется энергетический уровень системы. Теплоотдача может быть направлена к материалу или от него, но во всех случаях она может быть описана уравнением:

$$\frac{A}{\tau} q_m = \alpha_{\Sigma} (t_n - t_m) F_m. \quad (4)$$

В этом уравнении используются новые обозначения:

α_{Σ} — коэффициент суммарной теплоотдачи от печи к материалу или наоборот, ккал/(м²·ч·град);

t_n — средняя температура элементов печи, отдающих или воспринимающих тепло, °С;

t_m — средняя температура поверхности материала, воспринимающей или отдающей тепло, °С;

F_m — поверхность материала, которая участвует в теплообмене, м².

Из уравнения (4) следует, что независимо от значения и знака величины теплопотребления q_m металлургическая печь всегда является теплообменным устройством.

Движение газов в печах имеет чрезвычайно важное значение, потому что объем газов весьма велик и во много раз превосходит объем твердых и жидких материалов. Поэтому многие размеры печей следует определять прежде всего из условия нор-

мального движения газов, что впервые наиболее обстоятельно показал В. Е. Грум-Гржимайло. Основное уравнение, связывающее движение газов с размерами печей, получается на основании материального баланса печи (или отдельной зоны печи) по объемам образующихся и движущихся газов за один час:

$$\left(\frac{A}{\tau} V_1 + V_2 x + V_3 \right) (1 + \beta t) = 3600 F_r \omega_{ip}, \quad (5)$$

где V_1 — удельный объем газов, выделяющихся из шихты, приведенный к нормальным условиям (0°C и 760 мм рт. ст.), $\text{м}^3/\text{т}$;
 V_2 — удельный объем газов, выделяющихся от энергетического процесса, приведенный к нормальным условиям, $\text{м}^3/\text{т}$;
 V_3 — подсос воздуха в печь, приведенный к нормальным условиям, $\text{м}^3/\text{ч}$;
 t — средняя температура газов в печи (зоне), $^\circ\text{C}$;
 $\beta = \frac{1}{273}$ — коэффициент объемного расширения газов, $1/^\circ\text{C}$;
 F_r — полное газовое сечение печи (зоны), м^2 ;
 ω_{ip} — действительная средняя скорость газов в печи (зоне), отнесенная к полному ее газовому сечению, м/сек ;

В уравнении (5) важная определяющая величина — скорость движения газов, которую выбирают не произвольно; для пламенных печей — в зависимости от уноса пыли; для шахтных печей — по устойчивости шихтового столба; для печей с кипящим слоем — по условиям псевдооживления материала; для печей с продувкой расплавов — по выбросам массы и усвоению газов ванной и т. д.

Движение твердых и жидких материалов и продуктов в значительной степени уже было учтено в уравнениях (1—5) в виде отдельных величин: ϕ — коэффициента перемешивания материалов; α_Σ — коэффициента теплоотдачи; F_m — поверхности материала, участвующей в теплообмене; ω_{ip} — скорости газов, зависящей от движения материалов и др. В ряде случаев движение материалов и продуктов имеет и самостоятельное значение, влияющее на основные размеры печей, в соответствии с уравнением

$$\frac{A}{\tau} = F_{т.ж} \omega_m, \quad (6)$$

где $F_{т.ж}$ — сечение печи, через которое движутся твердые или жидкие материалы, м^2 ;
 ω_m — линейная скорость движения материалов или продуктов в печи, м/ч .

Полученная система уравнений (1—6), связывающая количественные характеристики основных печных процессов с размерами металлургических печей, применима к любому типу печей, и поэтому может считаться универсальной. В последующем будет показано различное применение этих уравнений, в частности для расчетов металлургических печей.

В соответствии с изложенными исходными положениями комплексной теории печей ниже изложены основные закономерности всех перечисленных выше рабочих процессов, протекающих в печах цветной металлургии. Эти закономерности, по существу, и составляют основы комплексной теории печей.

Глава 4

Физико-химические превращения материалов

1. Разновидности металлургических процессов и основные их характеристики

Процессы физико-химических превращений материалов, протекающие в металлургических печах, включают в себя: 1) термическое разложение сложных соединений — сульфидов, сульфатов, окислов, гидратов, карбонатов; 2) окисление компонентов; 3) восстановление компонентов; 4) обменное взаимодействие между компонентами; 5) образование и разделение различных расплавов; 6) изменение физического состояния — плавление, испарение и т. п.

Эти превращения происходят в печах в твердой, жидкой и газообразной фазах, а чаще всего в комбинированных системах, представленных одновременно двумя или тремя фазами.

Металлургические процессы — в преобладающем большинстве сложные, комбинированные процессы, в которых почти одновременно протекают десятки разнообразных химических реакций, значительно влияющих одна на другую. Перечисленные выше разновидности физико-химических превращений материалов представляют собой только отдельные звенья современных металлургических процессов, иногда частично разделяемые в пространстве или во времени их прохождения. Современный уровень развития физической химии и теории металлургических процессов позволяет пока выявить некоторые закономерности протекания отдельных изолированных процессов — без достаточного учета влияния смежных, одновременно происходящих реакций и превращений.

Наиболее разработанный в настоящее время раздел физической химии и теории металлургических процессов, позволяющий установить важные качественные и количественные закономерности протекания химических реакций, — **х и м и ч е с к а я термодинамика**. При помощи термодинамического анализа металлургических реакций можно выяснить возможность, направление, преимущественное развитие и предельное их состояние, а также получить энергетическую характеристику этих реакций.

Одна из основных определяющих величин в термодинамике — нормальное химическое сродство, измеряемое изменением стандартного изобарного термодинамического потенциала ΔZ^0 , свя-

занного с максимальной работой реакции при постоянном давлении A_p и константой равновесия K_p уравнением Вант-Гоффа:

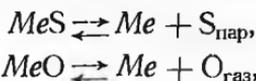
$$\Delta Z^0 = -A_p = -2,303RT \lg K_p, \quad (7)$$

где R — газовая постоянная, ккал/(град·моль); $R = 1,987$;
 T — абсолютная температура, °К

Величина ΔZ^0 связана с изменением теплового эффекта реакции ΔH^0 и изменением энтропии системы ΔS^0 упрощенным уравнением Гиббса—Гельмгольца:

$$\Delta Z^0 = \Delta H^0 - T \Delta S^0. \quad (8)$$

Изобарные потенциалы реакций, протекающих с образованием одного из продуктов в газообразном состоянии, например



могут быть выражены в функции от равновесной упругости диссоциации $p_{\text{газ}}$ уравнением

$$\Delta Z^0 = -2,303RT \lg p_{\text{газ}}. \quad (9)$$

Химические реакции идут самопроизвольно в направлении, связанном с положительным значением максимальной работы и, следовательно, с уменьшением изобарного потенциала. Пределом протекания реакции, т. е. условием равновесия, будет достижение состояния, при котором максимальная работа равна нулю, а значение изобарного потенциала минимально. Определяя при помощи уравнений (7—9) расчетным или экспериментальным путем для различных химических реакций величины ΔZ^0 , K_p или $p_{\text{газ}}$, можно установить относительные способности реакций к самопроизвольному протеканию, найти равновесные составы смесей, достигаемые в результате прохождения реакции, а также определить те условия, в которых реакции могут протекать с требуемыми результатами. В дальнейшем приводятся термодинамические данные для наиболее важных химических реакций, протекающих в печах цветной металлургии, позволяющие более обоснованно выбирать режимы работы печей: температуру, давление, состав газовой фазы, расход тепловой энергии и др.

Термодинамические характеристики металлургических процессов полностью применимы только для систем, в которых обеспечено идеальное соприкосновение всех участников реакции и строгое молекулярное их соотношение. Так как в заводских печах оба эти условия далеко не всегда выполняются, то и качественные суждения о процессах, основанные на термодинамическом их анализе, имеют относительное значение.

Очень важный раздел физической химии — учение о скорости химических реакций, составляющее предмет химической кинетики.

Однако кинетика химических реакций, особенно для наиболее важных для металлургии гетерогенных систем, находится в начальной стадии развития и накопленный экспериментальный материал и теоретические обобщения не позволяют сколько-нибудь широко использовать их для количественной оценки металлургических процессов. Общими кинетическими закономерностями являются прямые зависимости скорости реакций от температуры, давления, концентрации и отдаленности систем от равновесного состояния. Для некоторых простых гомогенных реакций скорость их может быть выражена в зависимости от действующих масс (концентраций) C_1 и C_2 и от температуры T уравнением Вант-Гоффа и Аррениуса:

$$v = ze^{-\frac{E}{RT}} C_1^m C_2^n, \quad (10)$$

где v — скорость реакции, выраженная изменением количества или концентрации вещества во времени;
 z — постоянная реакции;
 e — основание натуральных логарифмов;
 E — энергия активации;
 m и n — стехиометрические коэффициенты из уравнения реакции.

Для сложных гетерогенных реакций, которые лежат в основе большинства металлургических процессов, скорость их протекания определяется не только скоростью самого акта химического взаимодействия, но также диффузией, обеспечивающей обмен газов на активной поверхности. Скорость химического взаимодействия компонентов реакции $v_{\text{кин}}$ меняется с температурой по экспоненте

$$v_{\text{кин}} = Ae^{-\frac{E}{RT}}, \quad (11)$$

где A — сложная функция, зависящая главным образом от состава газовой фазы, величины и характера активной поверхности кусков компонентов.

Скорость внешней диффузии газов на активной поверхности $v_{\text{диф}}$ меняется с температурой по другому закону, примерно определяемому уравнением

$$v_{\text{диф}} = A_1 T^{1,7} \frac{s}{\sigma}, \quad (12)$$

где A_1 — функция, зависящая от коэффициента диффузии и концентраций;
 s — активная поверхность;
 σ — толщина ламинарного слоя газа на активной поверхности.

В зависимости от условий, в которых проходит гетерогенная реакция, определяемых температурой, давлением, концентрациями, скоростью движения и т. п., $v_{кин}$ и $v_{диф}$, имеют различные значения. Из двух последовательных стадий процесса — диффузионной и химической — определяющей его скорость будет та, которая протекает более медленно и, следовательно, лимитирует развитие процесса. Принято считать, что если $v_{кин}$ значительно меньше $v_{диф}$, то процесс протекает как бы в кинетической области, а при обратном соотношении скоростей — в диффузионной. Для металлургических реакций, протекающих в печах цветной металлургии при высокой температуре, скорость диффузии имеет очень большое значение и зачастую определяет результаты физико-химических преобразований материалов.

Особое значение для качественного и количественного развития процессов физико-химических превращений имеют физические условия соприкосновения компонентов шихты. Чем более тесное соприкосновение компонентов обеспечивается в печах, тем полнее и быстрее протекают превращения. Наилучшее соприкосновение обеспечивается при тонком измельчении материалов, расплавлении или испарении их и интенсивном перемешивании.

Этим условиям наиболее удовлетворяют печи для обжига и плавки во взвешенном состоянии и в кипящем слое, печи с продувкой газами жидких фаз, электрические печи с усиленной циркуляцией ванны, шахтные печи, работающие на офлюсованных и науглероженных материалах и др.

Большое влияние на течение металлургических процессов оказывают тепловые и физические свойства материалов и продуктов переработки, а именно: температура плавления, вязкость, плотность, теплоемкость, электропроводность, теплопотребление и др.

Оценивая в целом современное состояние теории металлургических процессов применительно к печам цветной металлургии, можно заключить, что накопленный экспериментальный и теоретический материал по процессам недостаточен и его практическое использование для формирования теории и расчета печей ограничено. Имеющиеся научные материалы позволяют получить ориентировку при выборе оптимального режима ведения процессов цветной металлургии, а следовательно, и некоторые данные для выбора и обоснования рационального режима работы печных агрегатов. Приблизительно можно определить количество тепловой энергии, необходимое для завершения всех физико-химических преобразований исходных материалов. Теоретическое определение реальных скоростей металлургических процессов, являющихся сложными функциями от термодинамических, кинетических, контактных и тепло-физических факторов, на современном уровне науки затруднительно. Так как без данных по скоростям метал-

лургических процессов невозможен полноценный научный расчет печей, необходимы соответствующие экспериментальные работы по определению этих скоростей. Такие эксперименты могут быть представлены в виде огневого моделирования процессов и полупромышленных или промышленных испытаний. В дальнейшем будут приведены некоторые данные таких экспериментов для процессов обжига и плавки.

2. Термическое разложение и образование сложных соединений

Перерабатываемые в металлургических печах исходные материалы — руды, концентраты, полупродукты, флюсы, реагенты — представляют собой сложные композиции из различных химических соединений. Чаще всего встречаются следующие типы химических соединений:

Карбонаты	$MeCO_3$	Гидраты	$Me(OH)$
Сульфиды	MeS	Силикаты	$MeO \cdot SiO_2$
Сульфаты	$MeSO_4$	Хлориды	$MeCl$
Оксиды	MeO		

Попадая в рабочее пространство печей и нагреваясь там, эти сложные химические соединения распадаются на более простые соединения или даже на элементы, что называется термической диссоциацией. Вместе с тем, свободные элементы, находящиеся в рабочей зоне печей, могут взаимодействовать с кислородом и серой, в результате чего могут образовываться оксиды и сульфиды. Для выбора *т е п л о в ы х р е ж и м о* в металлургических печах, наиболее соответствующих необходимым направлениям и скоростям термической диссоциации или окисления и сульфидизации элементов, требуются термодинамические данные по реакциям диссоциации и образования указанных выше химических соединений.

Изменение стандартных изобарных потенциалов для реакций образования оксидов и сульфидов приведено на рис. 8 по данным Р. Раддла. При помощи этой диаграммы можно судить о величине химического сродства элементов к кислороду и сере, а также об устойчивости различных оксидов и сульфидов в зависимости от температуры. Элементы, расположенные в нижней части диаграммы, имеют наибольшее сродство к кислороду и сере вследствие того, что реакции образования оксидов и сульфидов происходят с наибольшим изменением изобарных потенциалов. Эти оксиды и сульфиды обладают и наибольшей термической устойчивостью. Химическое сродство элементов к кислороду и сере и термическая устойчивость оксидов и сульфидов уменьшаются по мере перехода в верхние участки диаграммы. Для большинства элементов химическое сродство к кислороду и сере и термическая устойчивость

окислов и сульфидов понижаются с повышением температуры, что видно по наклону кривых, характеризующих изменение изобарных потенциалов в функции от температуры. На основании диаграммы можно, например, утверждать, что при температуре в печи 1400°C сульфид железа FeS менее устойчив, чем сульфид меди Cu_2S , что обеспечивает при этой температуре полную сульфидизацию меди при наличии свободного сульфида железа. При той же температуре железо имеет большее химическое сродство к кислороду, чем медь, вследствие чего в первую очередь будет окисляться железо, а медь защищена от окисления до тех пор, пока в печи имеется неокисленное железо.

Диаграмма показывает порядок окисления и сульфидизации различных элементов, а также порядок разрушения окислов и сульфидов, одновременно присутствующих в металлургических печах. Буквенными обозначениями показаны точки перехода элементов и соединений из одного агрегатного состояния в другое и области существования различных фаз. Почти аналогичное применение имеют диаграммы диссоциации окислов, сульфидов, карбонатов, сульфатов, хлоридов и других соединений, дающие зависимость упругостей диссоциации от температуры [см. уравнение (9)]. По диаграммам диссоциации соединений могут также определяться температуры полного их разложения.

Количество тепла, необходимое для процессов термического разложения или выделяющееся при образовании химических соединений, определяется на основании данных о тепловых эффектах химических реакций. Наиболее часто применяющиеся при расчетах печей цветной металлургии данные по тепловым эффектам реакций приведены в табл. 1.

В ней даны тепловые эффекты образования *1 кг-моль* карбонатов, сульфидов, сульфатов, окислов, гидратов и хлоридов из элементов при стандартных условиях, т. е. 25°C и давлении *1 ат.* По этим данным можно вычислить тепловой эффект любой реакции диссоциации или образования этих соединений из сложных веществ, используя закон Гесса. По закону Гесса, тепловой эффект любой реакции равен разности между суммой теплот образования конечных продуктов и суммой теплот образования исходных веществ с учетом стехиометрических коэффициентов при формулах этих веществ в уравнении реакции.

Пример. Рассчитать количество тепла, необходимое для термического разложения *1 кг-моль* CaCO_3 по реакции



По табл. 1 теплота образования *Мкал/кг-моль* для CaO равна 151,5, для CO_2 94,0; для CaCO_3 288,4.

Искомое количество тепла будет

$$Q = (151,5 + 94,0) - 288,4 = -42,9 \text{ Мкал/кг-моль или } -0,429 \text{ Мкал/кг.}$$

Таблица 1

Тепловые эффекты образования соединений из простых веществ в стандартных условиях

Вещество	$-H_{298}^0$ Мкал/кг-моль	Вещество	$-H_{298}^0$ Мкал/кг-моль	Вещество	$-H_{298}^0$ Мкал/кг-моль	Вещество	$-H_{298}^0$ Мкал/кг-моль
<i>Карбонаты</i>							
CaCO ₃ (т)	288,4	PbS (т)	22,5	CdO (т)	61,1	TeO ₂ (т)	77,7
CuCO ₃ (т)	142,2	Sb ₂ S ₃ (т)	40,5	C ₂ O ₃ (т)	270,0	TiO ₂ (т)	225,5
FeCO ₃ (т)	178,7	SnS (т)	18,6	CuO (т)	37,1	ZnO (т)	83,2
MgCO ₃ (т)	262,0	ZnS (т)	48,2	Cu ₂ O (т)	40,0	ZrO ₂ (т)	259,5
MnCO ₃ (т)	213,9	<i>Сульфаты</i>		FeO (т)	64,3	<i>Гидраты</i>	
Na ₂ CO ₃ (т)	271,6	Al ₂ (SO ₄) ₃ (т)	281,0	Fe ₂ O ₃ (т)	196,3	Ca(OH) ₂ (т)	235,8
PbCO ₃ (т)	167,3	CaSO ₄ (т)	342,4	Fe ₃ O ₄ (т)	266,9	Mg(OH) ₂ (т)	221,0
ZnCO ₃ (т)	194,2	CuSO ₄ (т)	184,0	H ₂ O (т)	57,8	Fe(OH) ₂ (т)	135,8
<i>Сульфиды</i>							
CoS (т)	20,4	Na ₂ SO ₄ (т)	335,5	HgO (т)	21,7	Fe(OH) ₃ (т)	197,0
CoS (т)	33,9	PbSO ₄ (т)	219,5	MgO (т)	143,7	Ni(OH) ₂ (т)	128,6
CS ₂ (т)	27,5	ZnSO ₄ (т)	233,9	MnO (т)	92,0	Cu(OH) ₂ (т)	107,2
CaS (т)	110,0	<i>Оксиды</i>		MnO ₂ (т)	124,3	<i>Хлориды</i>	
CdS (т)	34,5	Ag ₂ O (т)	7,3	Na ₂ O (т)	100,7	NaCl (т)	98,6
CuS (т)	12,1	Al ₂ O ₃ (т)	400,4	NiO (т)	57,5	KCl (т)	104,2
Cu ₂ S (т)	19,6	As ₂ O ₃ (т)	157,0	PbO (т)	52,1	AlCl ₃ (т)	166,8
FeS (т)	22,8	As ₂ O ₅ (т)	218,5	SO ₂ (т)	70,9	CaCl ₂ (т)	189,5
FeS ₂ (т)	42,4	BaO (т)	133,0	SO ₃ (т)	94,4	CdCl ₂ (т)	93,0
H ₂ S (т)	4,8	Bi ₂ O ₃ (т)	138,0	Sb ₂ O ₃ (т)	167,0	CuCl (т)	32,2
MnS (т)	45,0	CO (т)	26,4	Sb ₂ O ₅ (т)	215,0	FeCl ₃ (т)	95,7
Na ₂ S (т)	92,4	CO ₂ (т)	94,0	SiO ₂ (т)	209,5	MgCl ₂ (т)	153,4
NiS (т)	22,2	CaO (т)	151,5	SnO (т)	68,4	NiCl ₂ (т)	73,0
		CoO (т)	57,1	SnO ₂ (т)	138,7	TiCl ₂ (т)	120,6
						TiCl ₃ (т)	170,7

Достоверных данных по реальным скоростям термической диссоциации соединений, так же как и по скорости образования этих соединений, пока еще нет, поэтому теоретическими расчетами невозможно определить необходимое время пребывания их в печах, достаточное для завершения физико-химических преобразований.

3. Окисление компонентов

Окислительные процессы играют очень важную роль в цветной металлургии. Среди них особенно выделяются реакции окисления сульфидов из-за сульфидного характера рудного сырья многих цветных металлов. Эти реакции лежат в основе процессов обжига и плавки сульфидных руд и концентратов в металлургии меди, никеля, свинца, цинка и других металлов. Реакции окисления металлов составляют основу процессов огневого рафинирования.

Термодинамические характеристики элементарных окислительных процессов можно получить при помощи диаграммы, приведенной на рис. 8, которая показывает очередность образования различных окислов, дает характеристику термической устойчивости и агрегатного состояния компонентов, участвующих в реакциях окисления, и определяет интервалы температур, в которых эти реакции протекают наиболее активно.

Для сложных окислительных процессов обжига и плавки сульфидных руд более удобны и показательны диаграммы изменения изобарных потенциалов, составленные для комплекса основных химических реакций того или иного сложного металлургического процесса. Примером этого может служить диаграмма изменения стандартных изобарных потенциалов химических реакций, протекающих при плавке медной шихты, составленная Раддлом (рис. 9). На этой диаграмме Fe_3O_4 находится в твердой фазе, а границы перехода Fe_3O_4 в жидкую фазу обозначены буквой *П*. При рассмотрении диаграммы рис. 9 ясно видно, что в системе, состоящей из сульфидов и окислов железа и меди, наиболее вероятными химическими реакциями в интервале температур от 1000 до 1600°С будут реакции окисления железа до FeO и Fe_3O_4 с образованием SO_2 . Окисление сульфида меди хотя и возможно, но в присутствии FeS мало вероятно. После окисления всего FeS наиболее вероятной становится реакция окисления Cu_2S до Cu_2O и SO_2 . Изменение температуры в интервале от 1000 до 1600°С относительно слабо влияет на термодинамические характеристики перечисленных основных реакций.

Температура воспламенения сульфидов, т. е. температура, при которой процесс окисления резко активизируется и сульфид загорается в воздухе, зависит от химической природы сульфидных минералов и от величины активной поверхности кусков. Исследования показывают, что чем мельче частицы

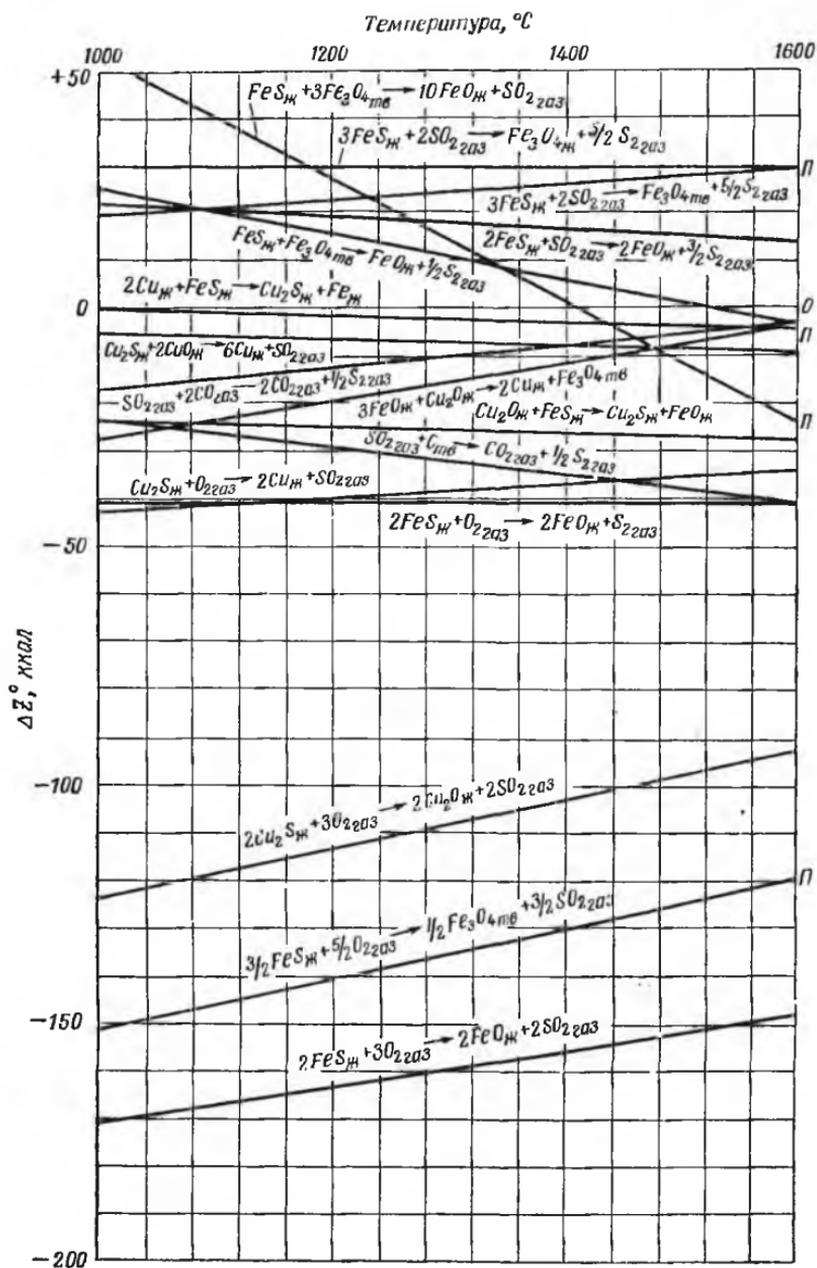


Рис. 9. Изменение стандартных изобарных потенциалов реакций, протекающих при плавке медной шихты

сульфидов, тем ниже температура их воспламенения. Данные по температуре воспламенения различных сульфидов на воздухе приведены в табл. 2. На основании этой таблицы можно утверждать, что в обжиговых печах наиболее трудно окисляемые сульфиды — галенит и сфалерит, требующие для своего воспламенения даже при тонком измельчении температуры в пределах 600—700° С. В шахтных плавильных печах при наиболее высокой температуре окисляются руды, содержащие пирротин, так как его воспламенение в крупных кусках требует температуры не ниже 750—800° С. На основании этих данных можно выбирать температурный режим различных зон обжиговых и плавильных печей.

Т а б л и ц а 2

Температуры воспламенения сульфидных минералов в зависимости от крупности кусков

Величина кусков, мм	Температура воспламенения на воздухе, °С							медистые колчеданы
	халько- пирит CuFeS ₂	пирит FeS ₂	пирротин Fe ₇ S ₈	сфалерит ZnS	галенит PbS	многооср- нистый колчедан	малосер- нистый колчедан, содержа- щий 15— 20%S	
+0,0—0,05	280	290	330	554	505	—	—	—
+0,05—0,075	335	345	419	605	697	—	—	330
+0,075—0,10	357	405	444	623	710	—	—	—
+0,10—0,15	364	422	460	637	720	—	—	—
+0,15—0,20	375	423	465	644	730	400—450	Выше 500	—
+0,20—0,30	380	424	471	646	730	—	—	—
+0,30—0,50	385	425	475	646	735	—	—	—
+0,50—1,00	395	426	480	646	740	—	—	—
+1,00—2,00	401	428	482	646	750	—	—	400—450
Равномерная по массе смесь всех приве- денных фрак- ций	360	394	448	620	700	—	—	—
Кубики с реб- ром 7 мм	497	445	*	651	780	—	—	—

* Не воспламеняются при 755° С

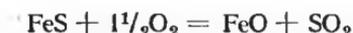
Большое влияние на ход окислительных реакций оказывает состав газовой фазы, в условиях которой они протекают. Особенно сильно на ход окислительных реакций влияет концентрация кислорода в газовой фазе. Исследования и опыт работы заводских печей показывают, что содержание кислорода в газовой фазе окислительных процессов должно быть возможно выше, что определяет желательность и перспективность перевода большинства печей цветной металлургии на дутье, обогащенное кислородом. При обычном воздушном питании печей, в которых

происходят окислительные процессы (обжиг, окислительные плавки), содержание кислорода в газовой фазе должно находиться в пределах от 5 до 15%. Обычно верхний возможный предел содержания кислорода в газах определяется тепловым балансом печей, который может оказаться с большим недостатком тепла при слишком высоком содержании кислорода в газовой фазе вследствие возрастания потерь тепла с увеличенным количеством отходящих из печей газов.

Тепловые эффекты реакций окисления, как правило, положительны и имеют значительные величины, особенно для процессов окисления сульфидов. Это определяет возможность работы многих печей цветной металлургии без топлива и электроэнергии или со значительно пониженным их потреблением.

Весьма перспективны поэтому для цветной металлургии новые типы печей, в которых можно добиться работы только на тепловой энергии, получаемой от металлургических реакций. При этом непроизводительные затраты тепла на потери с газами и во внешнюю среду снижаются. К таким печам относятся печи для обжига и плавки во взвешенном состоянии, особенно при условии их работы на подогретом воздухе или воздухе, обогащенном кислородом. Величину тепловых эффектов окисления элементов находят прямо по табл. 1, а для сложных реакций окисления сульфидов — по закону Гесса по данным той же таблицы.

Например, тепловой эффект реакции



находят следующим расчетом.

Теплоты образования *Мкал/кг-моль*: для FeS 22,8; для FeO 64,3; для SO₂ 70,9. По этим данным, тепловой эффект реакции окисления FeS будет

$$Q = 64,3 + 70,9 - 22,8 = 112,4 \text{ Мкал/кг-моль.}$$

Скорость окислительных процессов для сульфидных материалов, находящихся в слое, применительно к условиям обжиговых печей определялась автором. Для исследования были взяты наиболее важные для цветной металлургии сульфидные материалы, химический состав которых приведен в табл. 3. Экспериментальным путем была определена величина линейной скорости распространения мертвого (полного) обжига сульфидов *К, м/ч*, направленная в глубину слоя. Ниже приведено значение *К* для различных материалов, *м/ч*:

Медный концентрат	0,005—0,010
Сернистый колчедан	0,004—0,008
Пирротин	0,003—0,005
Цинковый концентрат	0,004—0,007
Никелевый концентрат	0,001—0,003

Состав материалов, применявшихся для определения скорости окислительного обжига

Материал	Содержание, %					Объемная масса	
	Cu	Zn	Ni	Fe	S	выходная сыпучка	сыпучка с уплотнением
Медный концентрат	7,46	—	—	—	35,64	0,99	1,84
Серный колчедан	—	—	—	42,98	48,12	2,30	3,34
Пирротин	—	—	—	52,87	35,17	2,28	3,05
Цинковый концентрат	—	49,56	—	5,16	29,22	1,27	1,99
Никелевый файнштейн	—	—	76,57	—	19,53	2,79	3,76
Никелевый боттом	3,41	—	65,91	1,39	23,36	2,88	3,21

По этим данным можно рассчитать размеры и производительность печей, обжигающих материалы в перегреваемом слое (многослойные и барабанные обжиговые печи).

Для расчета шахтных печей, ведущих окислительную плавку сульфидных руд, необходимо знать величину реальных скоростей окислительных процессов, происходящих при плавке. К сожалению, экспериментальных работ на эту тему не проводили, поэтому при расчетах печей пока приходится пользоваться данными о необходимом времени пребывания шихты в шахтных печах, определенном ориентировочно по показателям действующих заводских печей. Необходимое время пребывания шихты в рабочем пространстве шахтной печи, потребное для завершения окислительных процессов, составляет: для полупиритной плавки медных и медно-никелевых руд 1—3 ч; для пиритной плавки медных руд 3—5 ч. По этим данным можно рассчитать высоту шахтных печей.

Для печей, ведущих обжиг и плавку сульфидных материалов во взвешенном состоянии, крайне необходимы экспериментальные определения скорости окисления сульфидов, находящихся в виде аэросмеси, так как теоретические расчеты этой скорости очень сложны и пока еще мало надежны.

4. Восстановление компонентов

Восстановительные реакции имеют в цветной металлургии большое значение и составляют основу технологических процессов восстановительной плавки окисленного рудного сырья и полупродуктов никеля, свинца, олова и кобальта, дистилляции цинка, восстановительного периода огневого рафинирования меди, свинца, олова и др. Главные восстанавливающие реагенты в металлургических процессах — углерод и окись углерода. Значительно

меньшее значение как восстановители имеют водород и углеводороды. В сложных системах, особенно расплавах, восстановителями могут быть металлы, имеющие повышенное химическое сродство к кислороду.

Для гетерогенных реакций восстановления, к которым относится большинство металлургических процессов, особо важное значение как восстановитель имеет окись углерода. Поэтому в первую очередь необходимо ознакомиться с термодинамической характеристикой и условиями образования и существования окиси

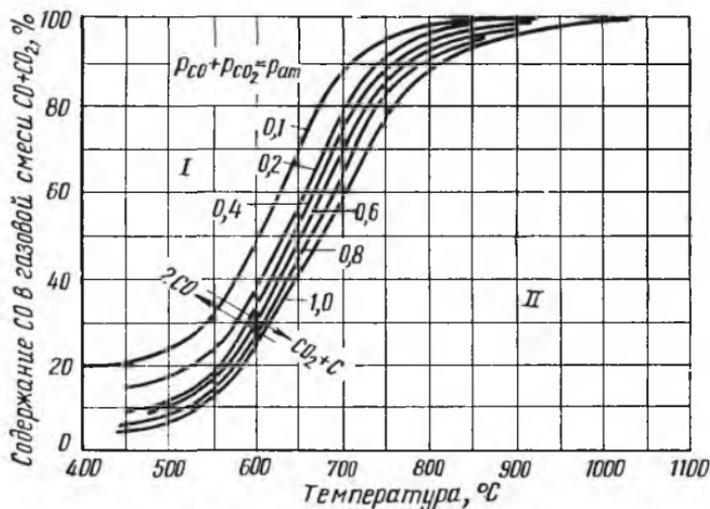


Рис. 10. Изобары равновесия реакции $C + CO_2 \rightleftharpoons 2CO$

углерода, в основном определяемыми равновесием реакции $C + CO_2 \rightleftharpoons 2CO$ (рис. 10). Равновесные концентрации CO и CO_2 для реакции Будуара—Белля в пределах температур $400\text{—}1000^\circ C$ представлены изобарами, соответствующими общему давлению в системе, от $0,1$ до 1 ат , делящими все поле диаграммы на две области: *I* и *II*. При повышении температуры равновесие реакции смещается в сторону образования CO , содержание которой в газовой фазе при $1000^\circ C$ приближается к 100% . Если система по составу газовой фазы и температуре находится в области *II*, то, стремясь к равновесному состоянию, она пойдет в сторону образования CO , и твердый углерод будет здесь неустойчив. Наоборот, системы, находящиеся в области *I*, будут видоизменяться в сторону образования CO_2 и C . Пользуясь диаграммой рис. 10, можно для каждого значения температуры и давления определить равновесный состав газовой фазы и содержание в нем CO .

Первую термодинамическую характеристику процессов восстановления различных окислов можно получить по ранее приведенной диаграмме изменения изобарных потенциалов образования

окислов (см. рис. 8). Чем меньше изменение изобарных потенциалов при образовании окислов, тем легче и при более низкой температуре будут восстанавливаться эти окислы. В порядке восстановимости окислов они располагаются на данной диаграмме по направлению сверху вниз.

Более точные термодинамические характеристики реакций восстановления можно получить по диаграммам восстановления.

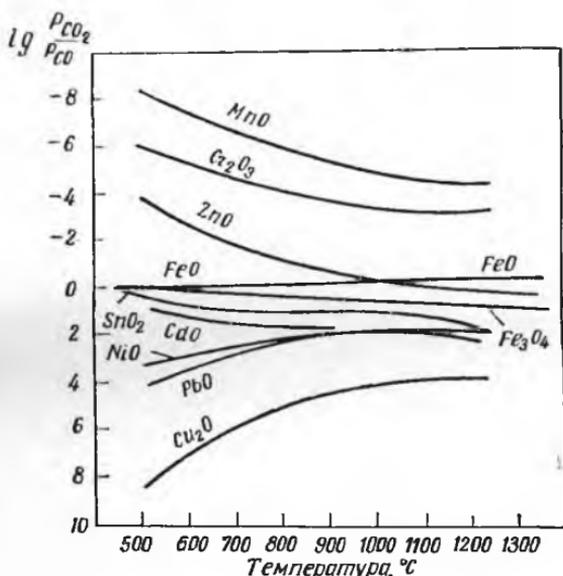
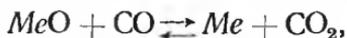


Рис. 11. Кривые восстановления окислов различных металлов

На рис. 11 даны кривые восстановления окислов различных металлов, построенные применительно к условиям равновесия реакции



для которой константа равновесия может быть выражена через равновесные парциальные давления CO и CO_2 :

$$K_p = \frac{p_{CO_2}}{p_{CO}}, \text{ или } \lg K_p = \lg \frac{p_{CO_2}}{p_{CO}}.$$

Чем больше равновесное значение $\lg \frac{p_{CO_2}}{p_{CO}}$, тем легче может быть восстановлен данный окисел. По диаграмме рис. 11 видно, что наиболее легко восстанавливаются окислы меди, свинца и никеля при низкой концентрации окиси углерода и сравнительно невысокой температуре.

В восстановительных процессах цветной металлургии обычно участвуют и окислы железа, восстановление которых, как правило,

нежелательно. На рис. 12 нанесены три кривые восстановления различных окислов железа окисью углерода совместно с равновесной кривой реакции Будуара—Белля для $p = 1 \text{ ат}$, а также кривые восстановления окислов никеля, свинца и меди. Кривая для реакции восстановления Fe_2O_3 ввиду крайне малых равновесных концентраций окиси углерода почти совпадает с осью температуры при 0% CO . По восстановимости, т. е. по порядку возрастания равновесных концентраций окиси углерода и температуры, требующихся для восстановления, окислы железа можно расположить в следующий ряд: Fe_2O_3 , Fe_3O_4 , FeO .

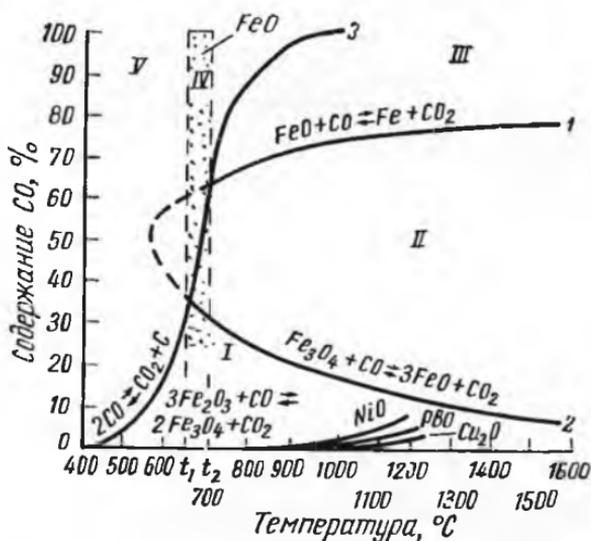


Рис. 12. Кривые восстановления окислов железа и некоторых цветных металлов окисью углерода

Кривые восстановления Fe_3O_4 и FeO при условии отсутствия в системе твердого углерода делят диаграмму на три области: *I* — область Fe_3O_4 ; *II* — область FeO ; *III* — область Fe . В области *I* имеется небольшая концентрация CO , при которой Fe_2O_3 восстанавливается до Fe_3O_4 , а дальше восстановление идти не может. В области *II* при повышенной концентрации окиси углерода Fe_3O_4 восстанавливается только до FeO , так как восстановлению до металла препятствует значительная концентрация CO_2 , являющегося окислителем для Fe . В области *III* FeO восстанавливается до Fe при высоких концентрациях в газовой фазе CO . Для получения металлического железа необходима концентрация 60% CO и выше и температура выше 700—800° C . Образующийся при восстановлении окислов железа CO_2 в этих условиях при наличии свободного углерода будет регенерироваться вновь до CO по реакции Будуара—Белля. В зоне *III* имеются такие условия, при которых реакция восстановления окисла до металла и реакция

восстановления CO_2 до CO дополняют одна другую и взаимно не позволяют достигать равновесия до тех пор, пока в системе имеется FeO или углерод. В результате суммирования этих двух реакций железо восстанавливается по стехиометрическим соотношениям кислорода и углерода как бы твердым углеродом, почему результирующая реакция носит условное название реакции прямого восстановления закиси железа углеродом, хотя по существу восстановление происходит газифицированным до CO углеродом.

При наличии в системе свободного углерода условия существования Fe_3O_4 , FeO и Fe по сравнению с описанными выше сильно изменяются. Вместо граничных кривых 1 и 2 поле графика рис. 12 разбивается на три участка: III — Fe ; IV — FeO ; V — Fe_3O_4 изотермами t_1 и t_2 проходящими через точки пересечения изобары 3 с кривыми 1 и 2. Ниже t_1 магнетит устойчив в присутствии твердого углерода, при t_1 происходит его прямое восстановление в FeO ; выше t_1 и ниже t_2 закись железа не взаимодействует с углеродом, при t_2 она полностью восстанавливается прямым путем до железа.

В табл. 4 дано приблизительное значение температуры, при которой окислы активно восстанавливаются углеродистыми восстановителями C и CO .

Таблица 4

Приблизительные интервалы температуры активного восстановления окислов

Восстанавливаемые окислы	Основной продукт восстановления	Температура активного восстановления, °С	Восстанавливаемые окислы	Основной продукт восстановления	Температура активного восстановления, °С
Fe_2O_3	Fe_3O_4	200—400	CdO	Cd	400—1000
Fe_3O_4	FeO	400—800	As_2O_3	As	600—800
FeO	Fe	800—1200	Sb_2O_3	Sb	200—700
CuO	Cu_2O	150—500	CO_2	CO	800—1100
Cu_2O	Cu	500—800	SO_2	COS, CS_2	700—1100
NiO	Ni	400—900		S_2	
CoO	Co	~1000	MnO_2	MnO	400—950
PbO	Pb	300—700	MnO	Mn	1100—1500
ZnO	Zn	800—1300	SiO_2	Si	1300—1600
SnO_2	Sn	850—1200	Al_2O_3	Al	1900—2000
			MgO	Mg	>2000

Сопоставление всех данных по восстановимости окислов цветных металлов и железа показывает, что такие металлы, как свинец, медь и никель, могут восстанавливаться в присутствии окислов железа при сравнительно невысоких концентрациях CO в пределах до 10—15% и ограниченных температурах в пределах 400—900° С, что предотвращает массовое восстановление железа и способствует его переходу в шлак. Таким образом, в режиме металлургических печей для восстановления окислов цветных метал-

лов должно учитываться необходимое ограничение в концентрации СО и температуре, что обеспечит минимальное восстановление железа и перевод его в шлаки. Приведенные термодинамические данные по восстановлению окислов позволяют некоторым образом ориентироваться при выборе теплового и газового режима печей цветной металлургии, ведущих восстановительные процессы.

Тепловые эффекты для большинства реакций восстановления имеют отрицательное значение, что определяет необходимость ведения восстановительных процессов со значительным расходом тепловой энергии, получаемой от сжигания углеродистого топлива или от преобразования электроэнергии. Тепловые эффекты реакций восстановления можно вычислить, исходя из закона Гесса, по данным табл. 1. Так, тепловой эффект реакций прямого восстановления окисла никеля



определится по теплотам образования: 26,4 Мкал/кг-моль для СО и 57,5 Мкал/кг-моль для NiO.

$$Q = 26,4 - 57,5 = -31,1 \text{ Мкал/кг-моль.}$$

Скорость восстановительных процессов и время, необходимое для их завершения, определяли для ограниченного круга материалов. Для железных руд СССР большие работы по определению скорости восстановления были проделаны И. А. Соколовым, А. Н. Похвисневым, Л. М. Цилевым и С. Т. Ростовцевым, определившими зависимость скорости восстановления от температуры, пористости, размера кусков и других факторов. В цветной металлургии систематизированных работ по определению скорости восстановления, данные которых можно было бы использовать в расчетах печей проводилось, очень мало.

Автор определял время пребывания шлаков в электропечах, необходимое для восстановления и извлечения из них кобальта, никеля и других цветных металлов. Было установлено, что в зависимости от температуры время пребывания шлака в печи для достаточно высокого извлечения металлов должно составлять от 6 до 18 ч, причем с повышением температуры скорость восстановления заметно повышается и необходимое время пребывания шлака в печи становится меньше. Эти данные могут быть использованы при расчетах объема ванны электропечей, перерабатывающих шлаки. Для шахтных печей, осуществляющих восстановительную переработку руд, концентратов и шлаков, на основании данных заводской практики можно рекомендовать следующее время пребывания шихты в печах; для медно-серной плавки 4—6 ч; для плавки окисленных никелевых руд 2—5 ч; для восстановительной плавки свинцового агломерата 1,5—3 ч; для фьюмингования шлаков 1—3 ч.

5. Обменное взаимодействие

В цветной металлургии наибольшее значение имеют реакции обменного взаимодействия между окислами и сульфидами и между окислами и металлами:



Первые две реакции играют большую роль в процессах плавки на штейн и переработки штейнов в производстве меди, никеля,

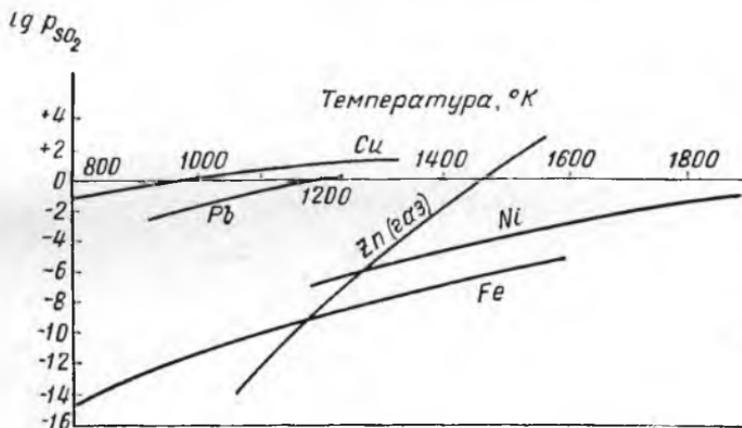


Рис. 13. Кривые равновесия реакции типа $2MeO + MeS \rightleftharpoons 3Me + SO_2$

свинца и других цветных металлов. Третья реакция происходит в процессах огневого рафинирования и доводки металлов.

Термодинамическая характеристика этих реакций может быть получена при помощи ранее приведенных диаграмм (см. рис. 8 и 9) вычислением изменения изобарного потенциала как алгебраической суммы изобарных потенциалов конечных продуктов и исходных материалов. Для протекания реакций в твердой фазе, без образования растворов, вероятное направление реакций будет определяться наибольшим уменьшением изобарного потенциала. Для третьей реакции диаграмма рис. 8 прямо показывает, что обменные взаимодействия будут выражаться в переходе кислорода от металлов, расположенных в верхней части диаграммы, к металлам, расположенным в нижней ее части. Поэтому металлы, расположенные внизу, могут применяться как раскислители для других металлов. Для важнейших сульфидов и окислов Х. К. Аветисян составил диаграмму кривых равновесия применительно ко второй реакции (рис. 13). На этой диаграмме точки пересечения кривых равновесных значений $lg p_{SO_2}$ для различных металлов

со шкалой абсолютных температур, отложенных на прямой, соответствующей значению $\lg p_{\text{SO}_2} = 0$, т. е. $p_{\text{SO}_2} = 1 \text{ ат}$, определяют абсолютную температуру, при которой вторая реакция идет весьма энергично. Из рассмотрения диаграммы рис. 13 видно, что при сравнительно низкой температуре 1000—1150° К происходит обменное взаимодействие между сульфидами и оксидами меди и свинца. Наоборот, для оксидов и сульфидов никеля и железа оно возможно только при высоких температурах, превышающих 1800° К. С помощью этой диаграммы можно выбрать тепловой режим конвертеров, перерабатывающих медные и никелевые штейны, при ведении процессов на получение металлов.

Тепловые эффекты реакций обменного взаимодействия вычисляют по данным табл. I по ранее приведенным правилам.

Данные по скорости обменных взаимодействий, определенные для реальных условий протекания металлургических процессов, в литературе отсутствуют.

6. Образование расплавов

Образование и разделение расплавов являются теми главными процессами, на которых основываются все металлургические плавки. В цветной металлургии основные расплавы: шлаки, штейны, сплавы и металлы. Совершенно невозможно выбрать рациональный режим, конструкцию и размеры металлургической плавильной печи без учета свойств этих продуктов и условий их образования и разделения.

Шлаки цветной металлургии представлены в основном тремя главными составляющими: кремнеземом, закисью железа и окисью кальция. Сумма этих трех оксидов в шлаке достигает 80—90%, и поэтому свойства шлаков в первую очередь описываются системой $\text{SiO}_2\text{—FeO—CaO}$. Кроме трех основных компонентов, на свойства шлаков существенно влияют также глинозем, окись магния, магнетит, двуокись титана и др. По современным воззрениям, расплавленные шлаки представляют собой особый вид электролитов, в которых своеобразно сочетаются особенности ионных жидкостей, полимеров (сложные комплексные анионы) и полупроводников. В зависимости от состава и других условий доминирующей становится та или иная из особенностей или какое-либо сочетание их. Важнейшие свойства шлаков: температура плавления, вязкость, теплосодержание, плотность, электропроводность, тепловой эффект образования. Некоторые данные о температуре плавления, вязкости и теплосодержании шлаков представлены в виде тройных диаграмм: для системы $\text{SiO}_2\text{—FeO—CaO}$ — на рис. 14, 18; для системы $\text{SiO}_2\text{—FeO—MgO}$ — на рис. 15; для системы $\text{SiO}_2\text{—FeO—Al}_2\text{O}_3$ — на рис. 16; для системы $\text{SiO}_2\text{—CaO—Al}_2\text{O}_3$ — на рис. 17.

Пользуясь этими диаграммами, можно ориентировочно определять температуру плавления, вязкость и теплосодержание шлаков металлургических печей.

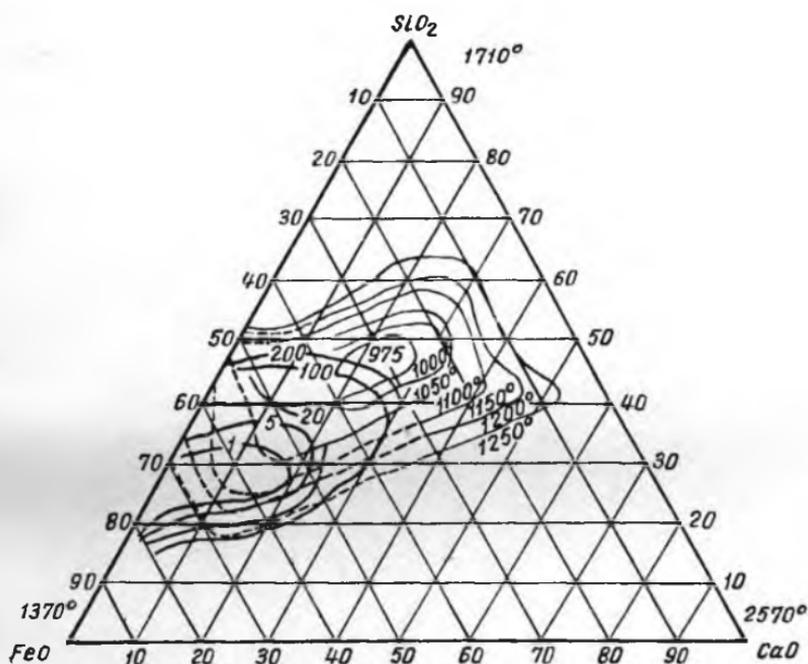


Рис. 14. Совмещенная диаграмма плавкости ($^{\circ}\text{C}$) и вязкости ($n\text{з}$) при 1300°C системы $\text{SiO}_2 - \text{FeO} - \text{CaO}$ (Вейнарт — Лоскутов)

Пример. Определить свойства шлака, имеющего состав, %: 38 SiO_2 , 44 FeO , 6 CaO , 6 MgO , 6 — остальное.

Пересчитаем состав шлака на 100% основных составляющих: SiO_2 , FeO и CaO , принимая сумму CaO и MgO за содержание CaO .

Пересчитанный состав шлака, %: 40,4 SiO_2 , 46,8 FeO , 12,8 $\text{CaO} + \text{MgO}$, всего 100.

По пересчитанному составу шлака с помощью диаграммы рис. 14 находим свойства шлака в предположении, что вся MgO замещена на CaO :

Температура, $^{\circ}\text{C}$ 1000
 Вязкость, $n\text{з}$ 30

По диаграмме рис. 15 находим температуру плавления шлака в предположении, что вся CaO замещена на MgO , она составляет 1400°C .

Интерполицией температуры по соотношению содержания CaO и MgO в шлаке находим истинную температуру плавления шлака, равную 1200°C .

Вязкость будет выше 30 $n\text{з}$, учитывая, что MgO увеличивает вязкость шлаков.

По диаграмме рис. 18 находим теплосодержание шлака, которое при температуре 1250°C приблизительно соответствует 325 ккал/кг .

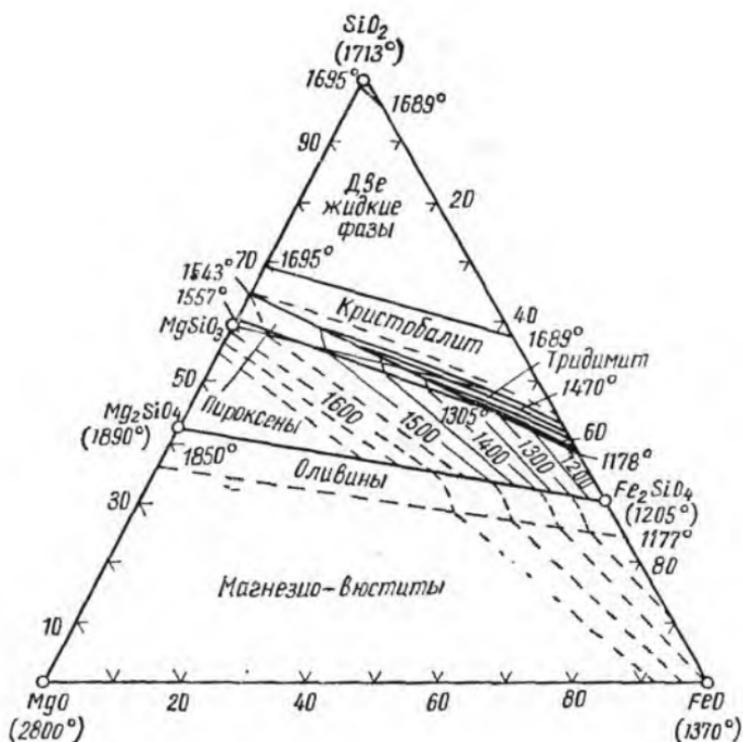


Рис. 15. Диаграмма плавления ($^{\circ}\text{C}$) системы $\text{SiO}_2\text{--FeO--MgO}$ (Боуэн и Шерер)

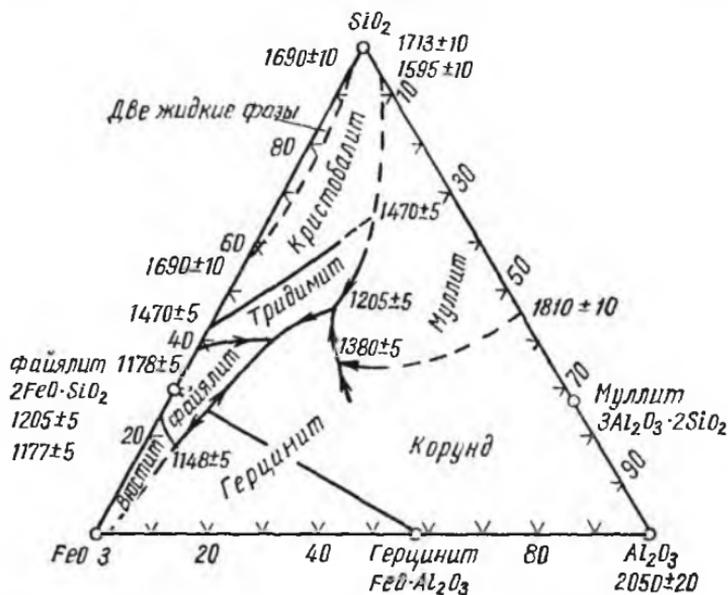


Рис. 16. Диаграмма плавления ($^{\circ}\text{C}$) системы $\text{SiO}_2\text{--FeO--Al}_2\text{O}_3$ (Сноу и Шерер)

Плотность шлаков зависит от их микроструктуры и химического состава, который определяется содержанием в шлаке различных окислов. Ниже приводятся данные о плотности окислов, выраженной в $т/м^3$:

Легкие окислы		Тяжелые окислы	
SiO_2	2,2	FeO	5,0
Na_2O	2,27	Fe_3O_4	5,4
CaO	3,4	ZnO	5,6
MgO	3,65	Cu_2O	6,0
Al_2O_3	3,68	PbO	9,2
TiO_2	3,88		

Плотность шлаков, в состав которых входят перечисленные окислы, можно ориентировочно (пренебрегая изменением микроструктуры) рассчитать по химическому составу шлака и плотности окислов по правилу смешения.

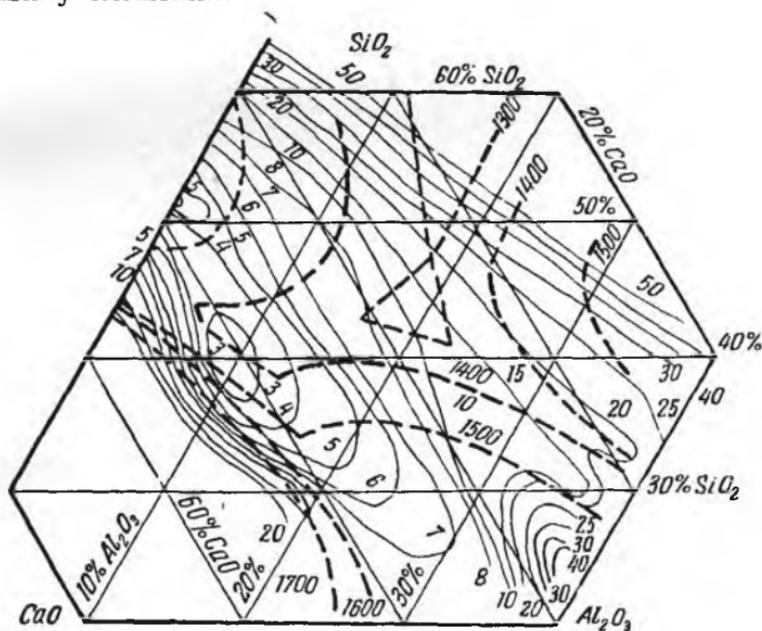


Рис. 17. Совмещенная диаграмма плавкости ($^{\circ}C$) и вязкости (η) при $1500^{\circ}C$ системы $SiO_2 - CaO - Al_2O_3$ (Ренкин-Райт и Мак-Кефери)

Например, конвертерный шлак, содержащий, %: 20 SiO_2 , 70 FeO и 10 $MgO + Al_2O_3$, имеет следующую плотность:

$$\rho = 2,2 \cdot 0,2 + 5,0 \cdot 0,7 + 3,7 \cdot 0,1 = 4,31 \text{ т/м}^3.$$

При выборе типа шлака и определении состава шихты для плавки следует ориентироваться на шлаки с плотностью, не превышающей 4,0

Электропроводность расплавленных шлаков по своей величине близка к электропроводности водных электролитов и находится в прямой зависимости от температуры. Для железокальциевых силикатов, к которым относится большинство шлаков цветной металлургии, удельная электрическая проводимость в расплавленном состоянии колеблется от $0,1$ до $5 \text{ ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$ (рис. 19). Наименьшей электропроводностью в системе $\text{SiO}_2\text{—FeO—CaO}$

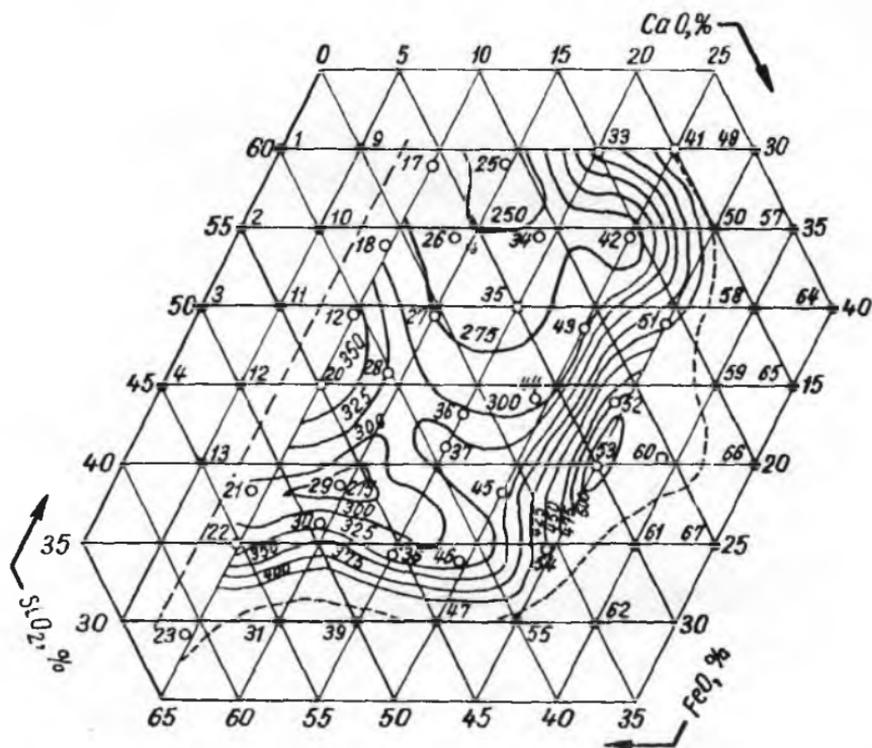


Рис. 18. Теплосодержание шлаков (ккал/кг) системы $\text{SiO}_2\text{—FeO—CaO}$ при 1250° (Аветисян)

обладают расплавы, приближающиеся по составу к чистым кальциевым силикатам, а наибольшей электропроводностью характеризуются железистые силикаты. Электропроводность заводских шлаков, получаемых в руднотермических электропечах медно-никелевого производства, показана на рис. 20 в сопоставлении с электропроводностью водных растворов хлористого калия. Здесь также наблюдается прямая зависимость электропроводности шлака от содержания в нем закиси железа и температуры. Необходимо также отметить, что на электропроводность силикатных расплавов существенно влияет содержание в них двуокиси кремния и глинозема, с повышением содержания которых электропроводность значительно понижается. Электропроводность шла-

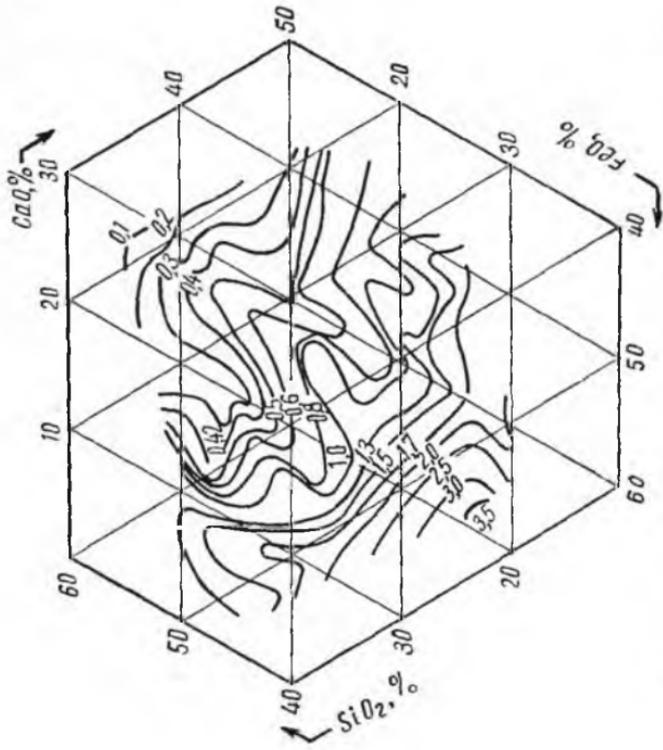


Рис. 19. Электропроводность шлаков ($\text{ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$) системы $\text{SiO}_2 - \text{FeO} - \text{CaO}$ при 1350°C (Вернер)

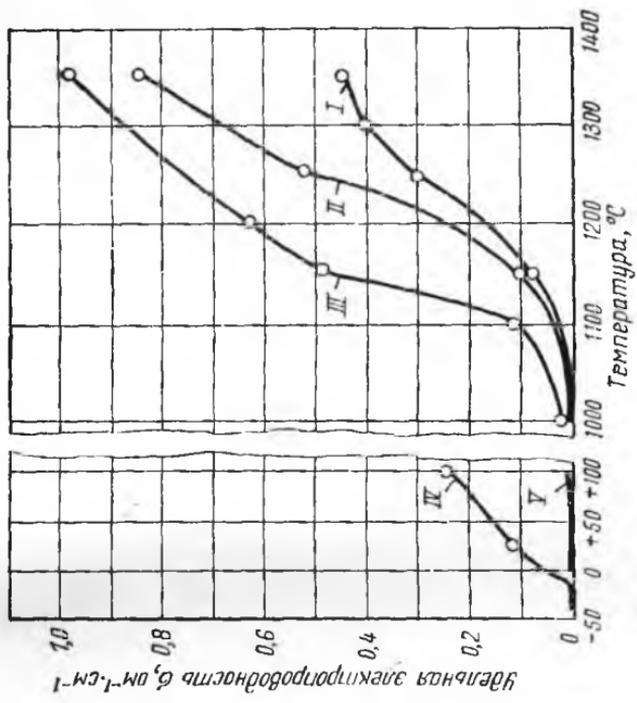


Рис. 20. Электропроводность заводских шлаков (из электропечей), состава, %:
 I — 25% FeO , 36 SiO_2 ; 8 CaO , 15 MgO ; 10 Al_2O_3 , $t_{\text{плав}} = 1300^\circ \text{C}$;
 II — 38 FeO , 35 SiO_2 , 3 CaO , 10 MgO , 5 Al_2O_3 , $t_{\text{плав}} = 1250^\circ \text{C}$;
 III — 42 FeO , 34 SiO_2 , 2 CaO , 5 MgO , 5 Al_2O_3 , $t_{\text{плав}} = 1150^\circ \text{C}$;
 IV — 1-н. раствор KCl ; V — 0,1-н. раствор KCl

ков также понижается при увеличении содержания окиси магния (рис. 21).

Тепловые эффекты реакций образования важнейших для металлургии силикатов приведены в табл. 5, из которой видно, что теплоты образования силикатов из окислов относительно невелики, что свидетельствует об ограниченном энергетическом значении этих реакций для тепловой работы металлургических печей.

Влияние отдельных компонентов на тепловые и физические свойства шлаков может быть охарактеризовано следующим образом. Двуокись кремния — главный кислый окисел шлаков, с помощью которого химически связываются все основные окислы. Содержащиеся двуокиси кремния в шлаках колеблется обычно от 20 до 50%. Двуокись кремния уменьшает плотность, электропроводность и теплоемкость шлаков и повышает их вязкость и температуру плавления.

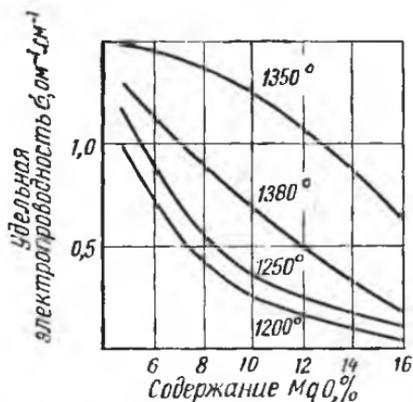


Рис. 21. Электропроводность шлаков системы $\text{SiO}_2 - \text{FeO} - \text{MgO}$ при $\text{SiO}_2 = 40\%$ (Вайсбурд)

Закись железа, содержащаяся в шлаках в количестве от 25 до 60%, заметно увеличивает плотность, электропроводность и теплоемкость шлаков, понижает вязкость и температуру

Таблица 5

Тепловые эффекты реакций образования силикатов в кристаллической форме

Реакции образования	Тепловой эффект реакции при стандартных условиях $-H_{298}^{\circ}$ Мкал/кг-моль	Количество выделенного тепла на 1 кг кремнекислоты Мкал
$2\text{Fe} + \text{Si} + 2\text{O}_2 = 2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$	346,0	—
$2\text{FeO} + \text{SiO}_2 = 2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$	7,0	0,117
$\text{Ca} + \text{Si} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	377,4	—
$\text{CaO} + \text{SiO}_2 = \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	21,5	0,358
$\text{Mg} + \text{Si} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$	357,9	—
$\text{MgO} + \text{SiO}_2 = \text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$	8,7	0,143
$2\text{Al} + \text{Si} + 2\frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$	648,9	—
$\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2 = \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$	45,9	0,764
$2\text{Na} + \text{Si} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{Na}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$	364,6	—
$\text{Na}_2\text{O} + \text{SiO}_2 = \text{Na}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$	55,5	0,925
$\text{Mn} + \text{Si} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{MnO} \cdot \text{SiO}_2$	303,4	—
$\text{MnO} + \text{SiO}_2 = \text{MnO} \cdot \text{SiO}_2$	5,9	0,098

плавления. Окись кальция содержится в шлаках в количестве от 5 до 20%. Она уменьшает плотность, температуру плавления, электропроводность и вязкость шлаков. Глинозем, содержащийся в шлаках в количестве от 3 до 20%, уменьшает плотность и электропроводность. При содержании глинозема до 10—15% в железосиликатных расплавах температура их плавления понижается. При содержании выше 10—15% глинозем повышает вязкость и температуру плавления шлаков. Окись магния содержится в шлаках в количестве от 2 до 20%. Она уменьшает плотность и электропроводность шлаков и при содержании выше 8% значительно повышает их вязкость и температуру плавления. Магнетит и сульфид цинка ухудшают все свойства шлаков, поэтому их содержание не должно превышать 7—10%. Плавленый шпат, окислы натрия и калия уже при содержании 1—3% весьма благоприятно влияют на свойства шлаков, заметно понижая их вязкость и температуру плавления. Закись марганца и окись бария понижают температуру плавления и вязкость шлаков, но увеличивают их плотность. Содержание цветных металлов в шлаках обычно уменьшается при умеренном повышении содержания в шлаке окиси кальция и двуокиси кремния и снижении содержания магнетита. Снижаются потери металлов в шлаках при уменьшении вязкости и плотности шлаков.

Температуры плавления штейнов и сплавов в основном определяются температурами плавления входящих в их состав компонентов, данные о которых приведены в табл. 6. На основании этих данных, а также диаграмм плавкости соответствующих систем можно установить температуры плавления некоторых основных продуктов плавки печей цветной металлургии: медные штейны 1100—1250° С, медноникелевые и никелевые штейны 900—1100° С; металлизированные сплавы, содержащие, кроме цветных металлов, и железо, 1250—1500° С. Эти температуры следует учитывать при выборе теплового режима ванны и конструкции пода и выпускных отверстий плавильных печей во избежание излишнего перегрева или чрезмерного охлаждения этих продуктов. Перегрев продуктов плавки, особенно штейнов, будет приводить к постоянным аварийным выпускам из печей. Недостаточный нагрев металлсодержащих продуктов плавки приводит к настылеобразованию и очень затрудняет работу по выпуску.

Для процесса разделения металлсодержащих расплавов и шлаков большое значение имеет разница в плотности этих продуктов, которая должна быть не менее 1—2. Плотность штейнов, сплавов и металлов может ориентировочно определяться по плотности составляющих компонентов при помощи правила смешения. Плотность штейнов медного и никелевого производства составляет 4,8—5,6.

Теплосодержание жидких медных штейнов при температуре 1200° С составляет от 215 до 265 ккал/кг, причем наибольшее зна-

Температура плавления металлов, окислов, сульфидов и силикатов

Вещество	Температура плавления, °С	Вещество	Температура плавления, °С	Вещество	Температура плавления, °С
<i>Металл</i>		Ni_3S_2	787	<i>Сульфидные эвтектики</i>	
Ag	960	PbS	~1120	FeS—Fe (15% Fe)	985
Al	660	SnS	880	FeS—Cu ₂ S (32,4% Cu ₂ S)	995
Аи	1063	Na ₂ S	920	FeS—ZnS (5% ZnS)	1080
Cd	321	CaS	~1900	FeS—PbS (30% FeS)	863
Co	1490	ZnS	1670	Cu ₂ S—Cu (3,8% Cu ₂ S)	1067
Cu	1083	<i>Окислы</i>		Cu ₂ S—Ni ₃ S ₂ (23% Cu ₂ S)	728
Fe	1535	Al ₂ O ₃	2050	Cu ₂ S—Na ₂ S (50% Cu ₂ S)	505
Mg	651	Cu ₂ O	1236	Ni—Ni ₃ S ₂ (21,5% S)	644
Mo	2625	Fe ₃ O ₄	1590	<i>Силикаты</i>	
Ni	1452	FeO	1370	2FeO·SiO ₂	1205
Pb	327	MgO	2800	CaO·SiO ₂	1540
Pt	1773	NiO	1660	2MgO·SiO ₂	1890
Sb	630	PbO	888	Al ₂ O ₃ ·2SiO ₂	1870
Sn	232	TiO ₂	1825	Na ₂ O·SiO ₂	1088
Ti	1800	WO ₂	1600		
W	3370	ZnO	2000		
Zn	419	SiO ₂	1713		
<i>Сульфиды</i>		CaO	2700		
CoS	1140	MnO	1778		
Cu ₂ S	1135	Cr ₂ O ₃	2300		
FeS	1195	ZrO ₂	2715		

чение соответствует бедному десятипроцентному штейну, а наименьшее — богатому штейну, содержащему 80% Cu.

По электропроводности медные и никелевые штейны и металлизированные сплавы относятся к проводникам первого рода (металлам). На рис. 22 приведены результаты определения электропроводности расплавленных сульфидов FeS и Cu₂S и их смесей, показывающие, что наибольшей электропроводностью обладает FeS. Величина удельной электропроводности при температуре 1300°С, составляет, $ом^{-1} \cdot см^{-1}$: 1560 для FeS, 110 для Cu₂S, 400—1000 для типичных штейнов. Даже в твердом виде заводские штейны имеют электропроводность около $50 \text{ ом}^{-1} \cdot см^{-1}$.

Свойства штейнов и металлизированных сплавов цветных металлов зависят от содержания в них различных составляющих.

Сульфиды никеля и свинца заметно снижают температуру плавления, а сульфид цинка резко повышает температуру плавления и вязкость штейнов. На температуру плавления металлизированных сплавов большое влияние оказывает сера, которая снижает температуру плавления сплавов даже при высоком содержании в них железа.

Тепловые эффекты образования штейнов и сплавов цветных металлов систематически не определялись, поэтому учесть их при тепловых расчетах печей пока не представляется возможным. На основании имеющихся отдельных данных можно предполагать, что ввиду малого значения величины этих тепловых эффектов отсутствие их учета не вносит больших погрешностей в тепловые расчеты печей.

Скорость разделения (отстаивания) шлаков и металлсодержащих сплавов и ее зависимость от различных факторов систематически не исследовали. Поэтому пока еще нет научно обоснованных данных по рациональному режиму процессов разделения расплавов и необходимому времени их пребывания в горне плавильных печей, что не позволяет достаточно надежно рассчитывать размеры отстойной части печей и правильно выбрать их тепловые режимы.

7. Испарение

Процесс испарения металлов и различных химических соединений в цветной металлургии имеет весьма важное значение, так как он является основой технологии производства ртути, цинка, магния, мышьяка и других металлов. Этот процесс имеет также и отрицательное значение, вызывая унос и потери металлов с газами.

Термодинамическая характеристика процессов испарения для различных металлов и химических соединений может быть получена при помощи диаграмм зависимости равновесной упругости паров от температуры (рис. 23, 24 и 25). По этим диаграммам мо-

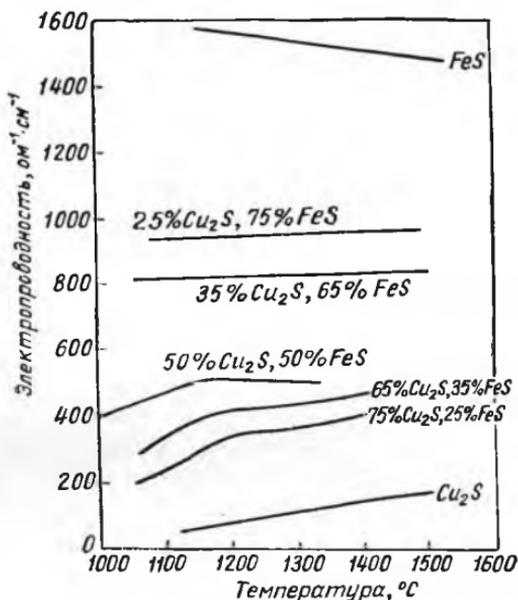


Рис. 22. Электропроводность штейнов [Цифры на кривых — содержание компонентов, % (по массе)]

гут быть найдены температуры кипения металлов и их соединений при давлении 1 ат, а также равновесные упругости пара для различных температур. Наиболее легко испаряются металлы — ртуть, мышьяк, кадмий, цинк, магний; окислы — As_2O_3 , SnO ; сульфиды — As_2S_3 , HgS , SnS ; хлориды — $SnCl_4$, $AsCl_3$, $SbCl_3$, $CuCl_2$,

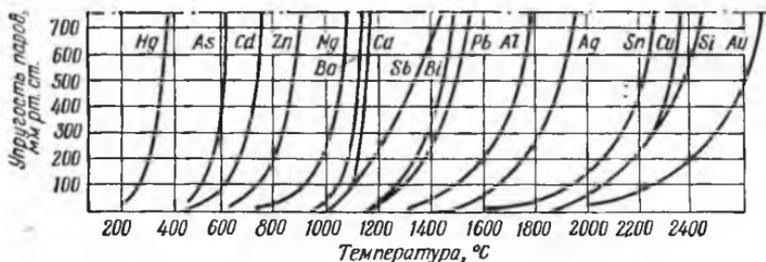


Рис. 23. Упругость паров металлов

$SnCl_2$, $ZnCl_2$, $PbCl_2$. Температуры кипения перечисленных металлов, окислов, сульфидов и хлоридов лежат в пределах до $1000^{\circ}C$. По термодинамическим данным может определяться тепловой режим металлургических печей, в которых ведутся процессы возгонки металлов и соединений. Для плавильных и нагрева-

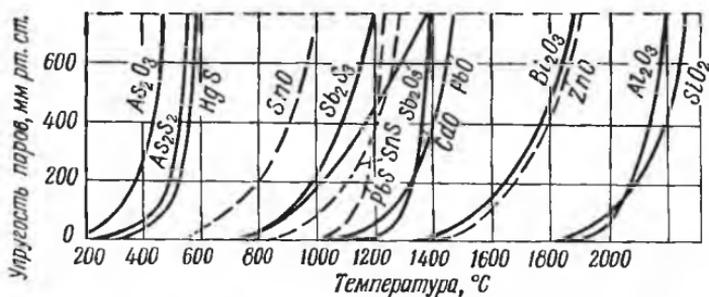


Рис. 24. Упругость паров окислов и сульфидов

тельных печей приведенные данные могут указывать на необходимое ограничение верхнего предела температуры рабочего пространства и отходящих газов с целью предотвращения потерь металлов в виде паров и возгонов. Для газоходных систем и пылеулавливающих устройств можно определять рациональное значение температуры, предотвращающее или, наоборот, ускоряющее процессы конденсации паров.

Количество тепловой энергии, необходимое для процесса испарения $q_{исп}$ (ккал/кг), определяется по уравнению

$$q_{исп} = C_0^k t_k + l_{исп} + C_{t_k}^{t_{II}} t_{II}, \quad (13)$$

где $C_{0}^{t_k}$, $C_{t_k}^{t_{II}}$ — средние теплоемкости вещества в интервалах температур $0 - t_k$ и $t_k - t_{II}$, ккал/(кг, °С);
 t_k и t_{II} — температуры кипения и перегрева пара, °С;
 $l_{исп}$ — удельная теплота парообразования вещества при температуре кипения, ккал/кг.

Для различных элементов и химических соединений $l_{исп}$ находят по справочникам.

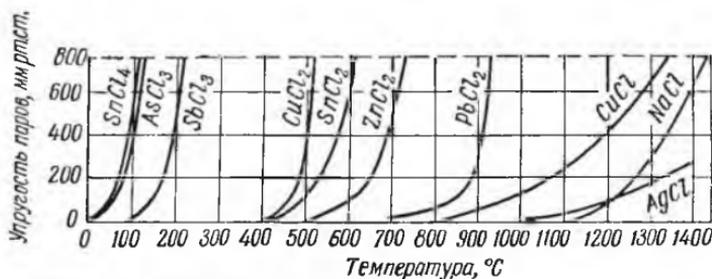


Рис. 25. Упругость паров хлоридов

8. Приложение теории металлургических процессов к расчетам и конструированию печей

На основании закономерностей протекания металлургических процессов, термодинамических, тепловых и физико-химических данных, характеризующих эти процессы, можно решать следующие наиболее важные задачи по расчету и конструированию металлургических печей.

Выбор и обоснование теплового режима печи

Оптимальный режим ведения металлургического процесса определяет и необходимый тепловой режим печи. Условия оптимального режима обычно находят в виде некоторых определенных значений следующих величин: химического состава шихты, гранулометрической характеристики исходных материалов, температуры, давления, состава газовой фазы и некоторых других показателей.

Наибольшее значение для выбора режима и конструкции печей имеет рабочая температура, необходимая для технологических процессов.

Температура в печи должна создавать наилучшие условия для протекания технологического процесса, обеспечивающие возможно более полное и скоростное завершение физико-химических преобразований исходных материалов.

Для различных типов процессов и печей оптимальную температуру находят при помощи соответствующих термодинамических и теплофизических характеристик процессов и материалов. На-

пример, для обжиговых печей рабочую температуру выбирают на основании данных о термической устойчивости сложных соединений, участвующих в процессах обжига, и тепловых характеристик окислительных процессов. Учитывают также данные о температуре плавления и спекания различных соединений. Для обжиговых печей оптимальное значение рабочей температуры находится в интервале между температурой активного протекания процессов окисления материалов (нижний предел) и температурой спекания или плавления материалов и продуктов обжига (верхний предел). Для плавильных печей решающее значение при выборе теплового режима имеют термодинамические характеристики окислительных, восстановительных и обменных реакций, а также тепловые и физические характеристики продуктов плавки — шлаков, штейнов, сплавов и металлов. Для плавильных печей оптимальное значение рабочей температуры определяется обычно интервалом между температурой активного улетучивания и испарения ценных составляющих (верхний предел) и температурой плавления продуктов (нижний предел). Выбранная по требованиям технологического процесса температура определяет тепловой режим печи и распределение температуры в рабочем пространстве по периодам работы.

При определении конкретных значений рабочей температуры в печах следует учитывать то, что температура материалов в печи всегда несколько ниже, чем температура теплоносителя. Величина этого перепада температуры зависит от условий нагрева материала.

На режим работы печей сильно влияет состав газовой фазы, необходимый для правильного протекания технологического процесса. Если технологический процесс имеет окислительный характер, то в газовой фазе должно содержаться значительное количество кислорода, колеблющееся для различных окислительных процессов от 3—5 до 10—15% и выше. Для восстановительных процессов газовая фаза характеризуется низким содержанием кислорода (от следов до 1—2%) и присутствием в ней значительного количества окиси углерода, водорода и других восстанавливающих газов, содержание которых может достигать 10—20% и более.

Состав газовой фазы печей выбирают с учетом термодинамических и кинетических характеристик главных химических реакций. Выбранный по требованиям технологического процесса состав газовой фазы определяет условия сжигания топлива в печи, степень герметизации и давление в рабочем пространстве, а также влияет и на воздушное питание печей.

На режим печей влияет также и гранулометрический состав исходных материалов. Для лучшего контакта компонентов и достижения наибольших скоростей технологических процессов желательно тонкое измельчение материалов, поступающих в метал-

лургические печи. Это требование технологии находится в прямом противоречии с аэродинамическим режимом работы многих печей. В пламенных печах слишком мелкие материалы подхватываются газовыми потоками и выносятся из рабочего пространства печей, что ограничивает форсированную работу печей при больших скоростях движения газов. В шахтных печах мелкие материалы также выносятся из печей, а весь шихтовый столб становится неустойчивым и неравномерно продувается, что также лимитирует форсирование печей. Для одновременного удовлетворения требований технологического процесса и тепловой работы печей приходится прибегать к сложным системам подготовки шихты для металлургических печей брикетированием, окатыванием, агломерацией и т. п.

Найденный по требованиям технологии и с учетом рациональной работы печей гранулометрический состав шихтовых материалов оказывает решающее влияние на воздушный режим печей, особенно шахтных и обжиговых.

Выбранный по теоретическим соображениям тепловой режим печи необходимо критически сопоставить с данными заводской практики и на основании этого сопоставления и анализа причин возможного расхождения некоторых величин вносить исправления в теоретические или заводские режимы печей.

Определение теплотребления исходной шихты

Расчет металлургических печей невозможен, если неизвестно количество тепла, необходимое для совершения всех физико-химических преобразований исходных материалов.

Количество тепла, потребное на весь комплекс физико-химических преобразований $1\ t$ исходных материалов в каком-либо металлургическом процессе, называется теплотреблением шихты $q_{\text{шихты}}$ Mkcal/t . Количество тепловой энергии, необходимой для всех физико-химических превращений, определяется как алгебраическая сумма теплосодержаний исходных материалов и конечных продуктов, а также тепловых эффектов экзотермических и эндотермических реакций. Теплотребление шихты не включает в себя произвольные затраты тепла, например потери тепла в печах и т. п. Эта величина не зависит от характеристики печей, в которых перерабатывается шихта, и определяется только термодинамическими характеристиками физико-химических превращений. Величина теплотребления $q_{\text{шихты}}$ для различных составов шихты может определяться расчетом или экспериментальным путем.

Расчетное определение $q_{\text{шихты}}$ возможно при том условии, когда известен химический и рациональный состав исходных материалов и продуктов процесса и его материальный баланс, основные реакции, происходящие в этом процессе, и все термохи-

мические характеристики этих реакций. В этом случае на основании металлургических и тепловых расчетов процесса с использованием соответствующих термохимических данных (тепловых эффектов реакции, теплоемкостей, теплосодержаний и др.) составляют тепловой баланс процесса, отнесенный к 1 т исходной шихты:

Приход тепла

Тепло, вводимое извне на покрытие теплопотребления шихты	$q_{\text{шихты}}$ (неизвестная величина)
Теплосодержание исходных материалов	$\sum' q$
Тепло экзотермических реакций	$\sum'' q$

Итого приход $q_{\text{шихты}} + \sum' q + \sum'' q$

Расход тепла

Теплосодержание продуктов процесса	$\sum''' q$
Тепло эндотермических реакций	$\sum'''' q$

Итого расход $\sum''' q + \sum'''' q$

Приравнивая приход и расход тепла, из условия, что теплопотребление шихты покрывается каким-то посторонним источником тепла, получаем уравнение, при помощи которого можно определять теплопотребление шихты для любого металлургического процесса:

$$q_{\text{шихты}} = \sum''' q + \sum'''' q - (\sum' q + \sum'' q). \quad (14)$$

Например, на основании таких расчетов, проверенных количественным термическим анализом, были получены следующие данные о величине $q_{\text{шихты}}$ для плавильных печей, перерабатывающих медные и никелевые руды и концентраты: для плавки сырой, неподготовленной шихты $q_{\text{шихты}} = 300 \div 500$ Мкал/т, для плавки подготовленной и обожженной шихты $q_{\text{шихты}} = 150-300$ Мкал/т.

Экспериментально $q_{\text{шихты}}$ можно определять с помощью количественного термического анализа, при котором небольшую навеску исследуемой шихты нагревают в тигле до температуры, при которой в ней полностью завершаются все физико-химические превращения и потребляемое на эти превращения количество тепла измеряется различными методами — калориметрическим, с помощью тепловых потоков и др. Экспериментальные установки для определения теплофизических свойств материалов цветной металлургии подробно описаны Х. К. Аветисяном и И. М. Рафаловичем.

Пример. Определить $q_{\text{шихты}}$ на 1 т чистого известняка, проходящего через обжигающую печь при условии, что температура выдаваемого из печи обожженного

материала равна 800°C , отходящих газов 400°C , а температура известняка, загружаемого в печь, 25°C . Из 1 т чистого известняка, содержащего 100% CaCO_3 , получается при полном его разложении 560 кг CaO и 440 кг CO_2 .

Средние теплоемкости материалов и продуктов, по справочным данным, будут: для CaCO_3 $C_{25}^{100} = 0,216 \text{ ккал/(кг}\cdot\text{град)}$, для CaO $C_{25}^{800} = 0,12 \text{ ккал/(кг}\cdot\text{град)}$, для CO_2 $C_{25}^{400} = 0,104 \text{ ккал/(кг}\cdot\text{град)}$.

На основании этих данных составляем тепловой баланс процесса обжига 1 т известняка.

Приход тепла

Теплопотребление шихты	$q_{\text{шихты}}$
Теплосодержание исходных материалов $1000 \cdot 0,216 \cdot 25 = 5,4$ Мкал	
Тепло экзотермических реакций	
Итого приход	$q_{\text{шихты}} + 5,4$

Расход тепла

Теплосодержание продуктов процесса	$560 \cdot 0,12 \cdot 800 + 440 \cdot$
	$0,104 \cdot 400 = 72$ Мкал
Тепло эндотермических реакций	$1000 \cdot 0,429 = 429$ Мкал
Итого расход	501 Мкал

По уравнению (14)

$$q_{\text{шихты}} + 5,4 = 501 \text{ Мкал/т,}$$

откуда

$$q_{\text{шихты}} = 496 \text{ Мкал/т.}$$

Величина теплопотребления различных шихт может быть уменьшена соответствующей их подготовкой: офлюсованием, сушкой, обжигом, подогревом и т. п., что позволяет значительно повысить производительность печей и улучшить показатели их работы.

Определение или проверка размеров печей по скорости металлургических процессов

Основные размеры металлургических печей должны обеспечивать достаточно полное завершение необходимых физико-химических преобразований перерабатываемых материалов и получение продуктов переработки заданной кондиции. Для этого требуется, кроме определенного количества тепла, покрывающего потребности металлургического процесса, время, в течение которого успевают закончиться необходимые химические реакции и физические превращения материалов. Это время находится в прямой зависимости от суммарной реальной скорости металлургического процесса и входит в расчеты печей в виде какой-либо ее функции, а иногда и прямо в виде скорости процесса.

Объем рабочего пространства металлургических печей, занятый материалами и продуктами переработки, $V_m, \text{ м}^3$, определяется в зависимости от суммарной скорости металлургического про-

цесса $C_{\Sigma}^{\max} \text{ т/}(м^3 \cdot ч)$ по формуле (15), полученной из ранее выведенного основного уравнения технологического процесса (1):

$$V_{\text{м}} = \frac{A}{\varphi C_{\Sigma}^{\max} \tau}, \quad (15)$$

где A — производительность печи, т/сутки ;

φ — коэффициент перемешивания, доли единицы;

τ — число рабочих часов печи в сутки, ч/сутки .

Величина $V_{\text{м}}$ может определяться также в зависимости от минимально необходимого времени пребывания материалов в печи $\tau_{\text{пр}}$ и по формуле (16), полученной из дополнительного уравнения технологического процесса (1а):

$$V_{\text{м}} = \frac{A \tau_{\text{пр}}}{\rho \tau}, \quad (16)$$

где ρ — объемная масса материалов в печи, т/м^3 .

По формулам (15) и (16) следует рассчитывать рабочий объем шахтных печей, печей для обжига во взвешенном состоянии и кипящем слое, ванны горнов и отстойников плавильных печей (по скорости разделения расплавов или времени пребывания расплавов) и т. д. Удельную производительность и размеры многоподовых и барабанных печей для окислительного обжига сульфидов в перегреваемом слое рассчитывают по линейной скорости распространения процесса обжига K , м/ч , величину которой выбирают по табл. 4. Расчетная формула для этого случая приводится в дальнейшем при описании методики расчета обжиговых печей.

Выбор рациональной конструкции печей

Физико-химические и термодинамические характеристики технологических процессов позволяют находить рациональные решения различных узлов и деталей печных конструкций. Например, при выборе конструкции пода плавильных печей следует весьма обстоятельно учитывать все свойства образующихся при плавке расплавов. Если расплавы имеют высокие температуры плавления и повышенную вязкость, целесообразно устраивать хорошо теплоизолированный под (теплый под). Если расплавы имеют относительно невысокие температуры плавления и агрессивны к металлам и огнеупорам (штейны), лучше устраивать хорошо охлаждаемый и легко просматриваемый под (холодный под). Высокая равновесная концентрация в газовой фазе SO_2 и CO требует особо тщательной герметизации печного пространства с целью предотвращения попадания этих газов в атмосферу цехов.

Вследствие повышенной летучести компонентов шихты особенно продуманы должны быть детали газоходных систем с уст-

ройствами для пылеулавливания и приспособлениями для очистки от настывлей, конденсатов и т. п. Технологические процессы, протекающие с большими экзотермическими эффектами и особенно при легко спекающихся и оплавляющихся материалах, требуют печей с хорошими теплообменными устройствами, позволяющими легко отводить избытки тепла из рабочего пространства. При выборе футеровки печей и огнеупорных материалов, употребляемых для сооружения отдельных деталей, следует учитывать химические свойства шихты, расплавов, пыли и газов. При кислотном характере материалов и продуктов переработки огнеупоры должны иметь преимущественно кислый или нейтральный характер. При высоком содержании в материалах и продуктах переработки окислов с основными химическими свойствами следует выбирать основные огнеупоры. При особой химической и механической агрессивности материалов и продуктов следует создавать гарниссажные печи с искусственно охлаждаемыми элементами.

Глава 5

Движение газов и материалов

1. Основные понятия механики газов

В металлургических печах образуется огромное количество горячих газов, часто превосходящее по массе количество перерабатываемых твердых и жидких материалов. Например, плавильная отражательная печь, проплавляющая 1500 *t/сутки* твердой шихты, выдает в сутки 2500 *t* газов, объем которых при температуре 1200° С составляет 9,2 млн *m³/сутки*. В обжиговой печи, в которой обжигается 150 *t/сутки* концентратов, образуется газ от 300 до 500 *t/сутки*. Движение газов в рабочем пространстве печей и в газоходах существенно влияет на течение технологического процесса, сжигание топлива, теплопередачу к перерабатываемым материалам и движение твердых и жидких материалов. Движение газов определяет размеры и форму печей, газоходов, дымовых труб и дымососных установок. Поэтому для эксплуатации и проектирования печей необходимо знать основные закономерности газовой механики с тем, чтобы уметь управлять движением газов в действующих печах и правильно его рассчитывать при проектировании новых печей.

Механика газов широко использует многие понятия, аналогии и уравнения механики жидкости — так называемой гидравлики, сформировавшейся в науке значительно раньше из-за большей наглядности и осязаемости движения жидкости по сравнению с движением газов. Для математического описания движения газов приходится прибегать к ряду упрощений, позволяющих уподобить движение печных газов движению капельной жидкости с небольшой вязкостью, законы которого хорошо изучены в гидравлике. Однако во избежание грубых ошибок при введении упрощающих условий в характеристики и поведение печных газов необходимо ясно представлять различие капельной жидкости и газов и те неточности и условности, которые вытекают из допускаемой аналогии.

Объем большинства жидкостей в зависимости от давления и температуры изменяется на очень малую величину, вследствие чего капельная жидкость принимается практически несжимаемой. Газы весьма чувствительны к изменению давления и температуры и объем их меняется в зависимости от давления по закону Бойля—Марриотта: $pV = \text{const}$; в зависимости от температуры

по закону Гей-Люссака: $V_t = V_0 (1 + \beta t)$. Учитывая, что в большинстве металлургических печей давление отличается от атмосферного не более чем на 1%, что весьма мало влияет на изменение объема печных газов, в газовой механике принимается независимость объема газов от давления, за исключением некоторых специальных задач, при решении которых нельзя пренебрегать влиянием давления. Влияние температуры на объем печных газов обойти нельзя, поэтому его обычно рассчитывают по закону Гей-Люссака.

Реальные жидкости и газы обладают вязкостью, характеризующейся сопротивлением сдвигу одного слоя по отношению к другому, прилежащему слою. При движении реальных жидкостей

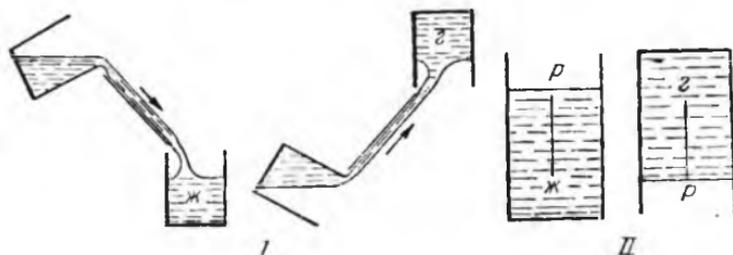


Рис. 26. Аналогия и различие в поведении жидкости и печного газа:

I — переливание жидкости и легкого газа; *II* — направление давления столба жидкости и легкого газа

и газов приходится преодолевать силу вязкости и совершать необратимую работу, затрачивая на это энергию. Для большинства жидкостей вязкость уменьшается при повышении температуры, а для газов, наоборот, повышается. Идеальной жидкостью или идеальным газом называют такие условные жидкости и газы, у которых отсутствует вязкость и на перемещение их не требуется непрерывно затрачивать энергию. Понятие об идеальном газе облегчает вывод многих уравнений в газовой механике.

Используя в механике газов подобие жидкости и газа и применяя к газам многие законы гидравлики, следует представлять и некоторые особенности, отличающие горячие печные газы от жидкости. Печные газы вследствие повышенной температуры обладают малым удельным весом по сравнению с окружающим атмосферным воздухом. Это делает их поведение несколько отличным от поведения жидкости. В. Е. Грум-Гржимайло очень образно охарактеризовал это, указав, что поведение печных газов аналогично поведению легкой жидкости, помещенной в среду из тяжелой жидкости. В первой модели, построенной В. Е. Грум-Гржимайло, прозрачную модель печи, наполненную подкрашенным керосином (изображавшим печные газы), целиком помещали в стеклянный сосуд с водой (изображавшей окружающий воздух). На рис. 26 показаны сравнительные схемы переливания жидко-

сти и печного газа из сосуда в сосуд и направление давления, которое оказывают жидкость и печной газ на сосуда. Как видно из этих схем, одинаковые по существу явления и схемы имеют и существенные различия по расположению и направлению потоков и давлений. Жидкость переливается сверху вниз и оказывает на сосуд давление, направленное также сверху вниз, а легкий печной газ — наоборот.

Основные величины, которыми оперирует газовая механика, следующие:

γ_0 — приведенный удельный вес газа при температуре 0°C и давлении 760 мм рт. ст. , кг/м^3 ;

γ_{tp} — действительный удельный вес газа при температуре $t, ^\circ \text{C}$, и давлении p , мм рт. ст. , кг/м^3 ;

$$\gamma_{tp} = \frac{\gamma_0}{(1 + \beta t) \cdot 760},$$

где β — коэффициент объемного расширения газа, $1/^\circ \text{C}$, $\beta = 1/273$;

V_0 — условное объемное количество газов при температуре 0°C и давлении 760 мм рт. ст. , $\text{м}^3/\text{сек}$;

V_{tp} — действительное объемное количество газов при температуре $t, ^\circ \text{C}$, и давлении p , мм рт. ст. , $\text{м}^3/\text{сек}$;

$$V_{tp} = \frac{V_0 (1 + \beta t) \cdot 760}{p}.$$

ω_0 — условная скорость движения газов при температуре 0°C и давлении 760 мм рт. ст. , м/сек ;

$$\omega_0 = \frac{V_0}{F},$$

где F — площадь поперечного сечения печи или газохода, м^2 ;

ω_{tp} — действительная скорость движения газов при температуре $t, ^\circ \text{C}$, и давлении p , мм рт. ст. , м/сек ;

$$\omega_{tp} = \frac{\omega_0 (1 + \beta t) \cdot 760}{p}.$$

Так как давление в печах обычно незначительно отличается от атмосферного, то действительные удельный вес, объем и скорость газов очень часто вычисляют без поправки на давление по выражениям:

$$\gamma_t = \frac{\gamma_0}{1 + \beta t}; \quad V_t = V_0 (1 + \beta t); \quad \omega_t = \omega_0 (1 + \beta t),$$

p — давление газа, мм вод. ст. (давление столба воды высотой 1 мм ; $1 \text{ мм вод. ст.} = 1 \text{ кг/м}^2$).

Различают абсолютное и относительное давления, которые могут быть положительными или отрицательными по отношению к какому-то уровню:

ρ — плотность (масса единицы объема), кг/м^3 ($\text{кг} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^4$).

Величина плотности газа также зависит от давления и температуры, как и удельный вес:

$$\rho = \frac{\gamma}{g},$$

где g — ускорение силы тяжести, $м/сек^2$; $g = 9,81$;
 μ — динамическая вязкость, $кГ \cdot сек/м^2$; выражает силу трения, приходящуюся на единицу поверхности соприкосновения двух слоев, скользящих один по другому при условии, что на единицу длины нормали к поверхности скольжения скорость движения изменяется на единицу;
 ν — кинематическая вязкость, $м^2/сек$;

$$\nu = \frac{\mu}{\rho};$$

d — гидравлический диаметр печи или газохода, $м$:

$$d = \frac{4F}{S},$$

где F — площадь поперечного сечения печи, $м^2$;

S — периметр этого сечения, $м$.

2. Естественное и принудительное движение газов

В 1742 г. М. В. Ломоносов в трактате «О вольном движении воздуха, во рудниках примеченном» впервые просто и ясно сформулировал сущность и причины естественного движения газов.

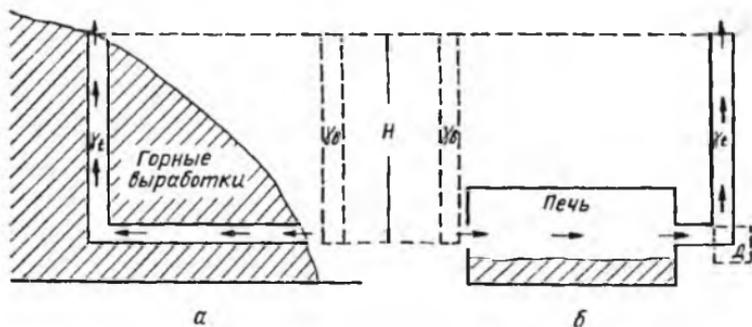


Рис. 27. Естественное и принудительное движение газов

На рис. 27, а приведена схема горных выработок, использованная М. В. Ломоносовым для изложения сущности естественного движения воздуха. В зимнее время в горных выработках, состоящих из вертикальной шахты и горизонтального хода, наблюдается непрерывное движение воздуха в направлении, показанном стрелками. Наружный воздух все время входит в устье горизонтальной

выработки, проходит ее и вертикальную шахту и выходит через верх шахты в атмосферу. Причина этого движения — тепловая энергия, аккумулированная в земной поверхности, вызывающая нагрев и тепловое расширение наружного воздуха, входящего в подземные горные выработки. В результате теплового расширения удельный вес воздуха, наполняющего выработку, γ , становится меньше удельного веса наружного воздуха γ_b и в воображаемой системе двух вертикальных сообщающихся сосудов более тяжелым является столб наружного воздуха, который будет все время вытеснять из шахты столб более легкого, нагретого воздуха. Это перевешивание наружного столба воздуха над внутренним и порождает непрерывное так называемое естественное движение воздуха в горных выработках. Если теперь рассмотреть схему работы печи, изображенную на рис. 27, б, то путем аналогичных рассуждений можно установить, что причиной естественного движения газов в печи будет также тепловая энергия, но получаемая здесь в результате сжигания топлива. Действительно, наружный холодный воздух, попадая в печь, нагревается там и испытывает тепловое расширение, вызывающее уменьшение его удельного веса. В результате опять приводится в действие воображаемая система сообщающихся сосудов, состоящая из тяжелого столба наружного воздуха и легкого столба горячих газов, заполняющих дымовую трубу, вследствие чего возникает естественное движение газов в печи в направлении, показанном стрелками. Чем больше высота дымовой трубы H , тем больше разность весов холодного и горячего столба и тем, очевидно, энергичнее будет происходить движение газов. Итак, естественным движением газов в печах называется такое, которое возникает вследствие теплового расширения газов за счет тепловой энергии топлива. Роль дымовой трубы в этом движении пассивная, сводящаяся по сути дела к роли оболочки для сохранения столба нагретого газа.

Принудительным движением газов называется такое, которое осуществляется в результате затраты механической или электрической энергии, приводящей в движение вентиляторы или дымососы D , устанавливаемые в газоходном тракте. В результате работы этих дымососов газы как бы откачиваются из печной системы по принципу работы водяных насосов. Принудительное движение газов обладает большими возможностями, чем естественное движение, и при высоких скоростях и сопротивлениях в печах и газоходах приходится прибегать к этому виду движения, хотя для его осуществления требуются значительные эксплуатационные расходы. Если печи и газоходы имеют небольшие сопротивления, рекомендуется использовать естественное движение газов, для которого требуется только построить достаточно высокую дымовую трубу. В заводской практике естественное движение газов часто именуется работой печей на естественной тяге, а принудительное движение — на искусственной тяге.

3. Напоры и их измерение

Двигающиеся в печах газы обладают потенциальной и кинетической энергией, за счет которой осуществляется преодоление всех сопротивлений на пути движения. В механике жидкостей и газов энергию принято выражать в виде так называемых напоров, имеющих физический смысл и размерность давления.

Гидравлика различает четыре вида напоров, которыми обладает жидкость: геометрический, пьезометрический, динамический, потерянный. В сосуде с жидкостью на рис. 28 точка 1 характеризуется геометрическим напором, или напором

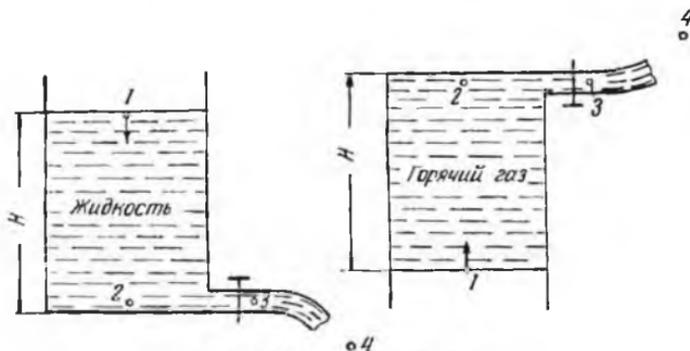


Рис. 28. Виды напоров

положения h_1 , показывающим стремление жидкости двигаться сверху вниз и выражающим потенциальную энергию жидкости в этой точке. Чем больше высота столба жидкости H , тем больше величина h_1 . В точке 2 жидкость обладает пьезометрическим, или статическим напором h_p , показывающим стремление жидкости вытекать из сосуда. Пьезометрический напор выражает также потенциальную энергию жидкости. В точке 3, находящейся в струе, вытекающей из сосуда жидкости, она обладает динамическим, или скоростным напором h_d , выражающим кинетическую энергию движущейся жидкости. В точке 4, находящейся вне сосуда, после истечения жидкости условно имеется потерянный напор $h_{пот}$, в который перешли все реальные напоры после преодоления сопротивлений на пути движения жидкости. Аналогично этим гидравлическим понятиям в сосуде с горячим легким газом этот газ обладает теми же видами напоров: в точке 1 — h_1 ; в точке 2 — h_p ; в точке 3 — h_d ; в точке 4 — $h_{пот}$, существо которых то же, что и напоров в жидкости, но действие для легкого газа направлено вверх.

Геометрический напор h_1 , которым обладает газ в точке 1, может быть определен как разность весов столба наружного воздуха и столба газа, заключенного в сосуде, по отношению к 1 м^2 горизонтальной плоскости, проходящей через точку 1.

Вес столба воздуха с основанием 1 м^2 равен $H\gamma_v$.

Вес столба газа в сосуде с основанием 1 м^2 равен $H\gamma_r$.

$$h_r = H(\gamma_v - \gamma_r) \text{ кг/м}^2 \text{ или мм вод. ст.} \quad (17)$$

То же выражение для h_r может быть получено по закону Архимеда, утверждающему, что всякое тело (газовый столб), погруженное в жидкость (воздух), теряет в весе столько, сколько весит вытесненная им жидкость. Геометрический напор столба газа по отношению к некоторому нулевому уровню будет

$$h_r = H\gamma_r.$$

Пьезометрический напор h_p , представляющий собой статическое давление газа p , кг/м^2 , специального математического выражения не имеет.

Динамический напор h_d может быть получен из выражения кинетической энергии $\mathcal{E}_{\text{кин}}$ для 1 м^3 движущегося газа:

$$\mathcal{E}_{\text{кин}} = \frac{mw_t^2}{2}.$$

Масса 1 м^3 газа может быть выражена через плотность:

$$m = \rho_t = \frac{\gamma_t}{g}.$$

Отсюда

$$\mathcal{E}_{\text{кин}} = \frac{w_t^2}{2g} \gamma_t.$$

Так как размерность $\mathcal{E}_{\text{кин}}$ для 1 м^3 газа будет кг/м^2 , то, очевидно, это и есть выражение для динамического напора:

$$h_d = \frac{w_t^2}{2g} \gamma_t = \frac{w_0^2}{2g} \gamma_0 (1 + \beta t). \quad (18)$$

Потерянный напор $h_{\text{пот}}$, определяющий количество энергии, затраченное на преодоление различных сопротивлений по пути движения газа, естественно, должен быть связан с напором, определяющим движение газа, т. е. с динамическим напором. Обычно потерянный напор выражается в функции от динамического напора:

$$h_{\text{пот}} = K \frac{w_t^2}{2g} \gamma_t, \quad (19)$$

где K — безразмерный коэффициент, характеризующий сопротивление участка газового тракта.

Динамический и потерянный напоры могут быть выражены иначе, учитывая, что $\gamma_t = \rho_t g$, отсюда

$$h_d = \frac{w_t^2}{2} \rho_t,$$

$$h_{\text{пот}} = K \frac{w_t^2}{2} \rho_t.$$

Реальные напоры h_c , $h_{п}$, h_d , выражающие величину различных разновидностей энергии, могут преобразовываться один в другой и все переходят в форму потеряннго напора. При истечении газа из сосуда (см. рис. 28) пьезометрический напор, которым обладал газ в точке 2, переходит в динамический напор. В идеальном случае $h_d = h_{п}$, но так как истечение газа всегда сопровождается безвозвратными потерями энергии, то обычно $h_d < h_{п}$. Возможно и обратное преобразование динамического напора в пьезометрический, геометрического напора в пьезометрический и т. п.

Напоры в печах измеряют жидкостными U -образными манометрами или микроманометрами. На рис. 29 показаны схемы

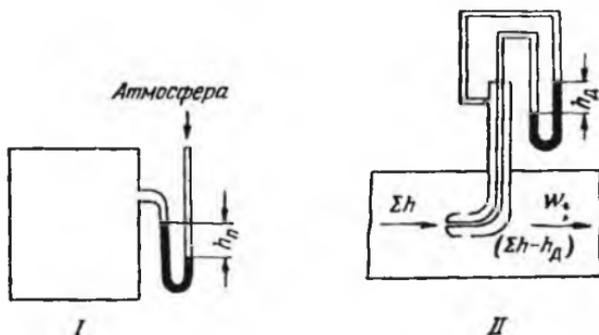


Рис. 29. Схемы измерения различных напоров

измерения различных видов напора. Пьезометрический напор измеряют по схеме *I*, причем для печей он может иметь положительное или отрицательное значение (давление или разрежение). Геометрический напор непосредственно замерить нельзя, но для некоторых случаев он может измеряться как эквивалентный пьезометрический напор, например в основании дымовых труб. Динамический напор измеряют по схеме *II* с помощью пневмометрической трубки и манометра. Пневмометрическая трубка состоит из двух трубок, расположенных одна в другой и согнутых навстречу газовому потоку. Внутренняя трубка открыта навстречу потоку, а наружная имеет отверстия, оси которых перпендикулярны направлению потока. При подсоединении этих трубок к различным концам U -образного манометра он покажет величину h_d . При заполнении манометров водой отсчет по манометру дает значение напоров, выраженное в миллиметрах водяного столба.

Рассмотрим изменение напоров в печных системах, работающих под давлением и под разрежением (рис. 30). В системе *a*, работающей под положительным давлением (по сравнению с атмосферным), например в воздухопроводе сжатого воздуха, пьезометрический напор постепенно уменьшается по мере движения воздуха по длине воздухопровода. Это объясняется тем, что энергия, которой обладает газ и которая выражается пьезометрическим

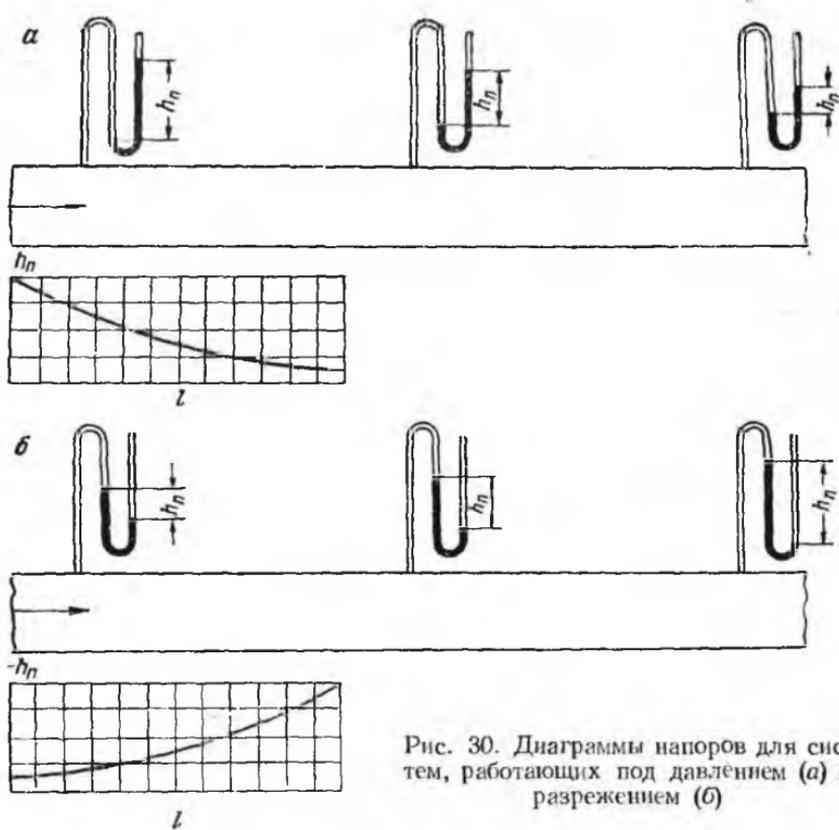


Рис. 30. Диаграммы напоров для систем, работающих под давлением (а) и разрежением (б)

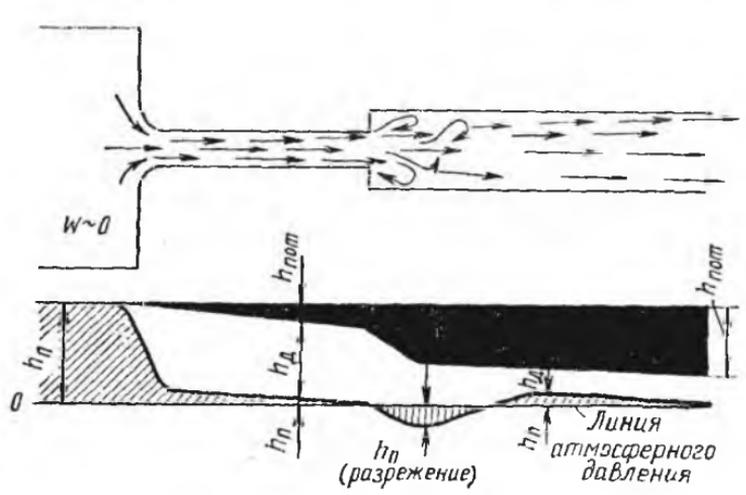


Рис. 31. Переход напоров из одной разновидности в другую

напором, расходуется на преодоление сопротивления на пути движения. В системе б, работающей под разрежением, что характерно для многих печей цветной металлургии и газоходов, абсолютное значение h_n увеличивается по мере движения газов по длине газоходного тракта, что с первого взгляда кажется непонятным, так как и в этой системе энергия расходуется на преодоление сопротивления. Это явление становится понятным, если вспомнить, что напор имеет в этой системе знак минус, и, следовательно, физическая величина его убывает при возрастании абсолютного значения. На рис. 31 показана диаграмма напоров для движения газа под положительным давлением по газоходу сложного профиля, обуславливающего переходы одного вида напора в другой. Статический напор, которым обладает газ в начале движения, перед входом в суженное сечение переходит в динамический и потерянный напоры. В месте завихрения потока может наблюдаться отрицательное значение статического напора.

4. Условия равновесия и движения газов

Обратимся теперь к выводу и рассмотрению основных уравнений газовой механики.

Уравнение равновесия газов в трехмерной, произвольно расположенной в пространстве системе прямоугольных координат (рис. 32) выводится для элементарного объема,

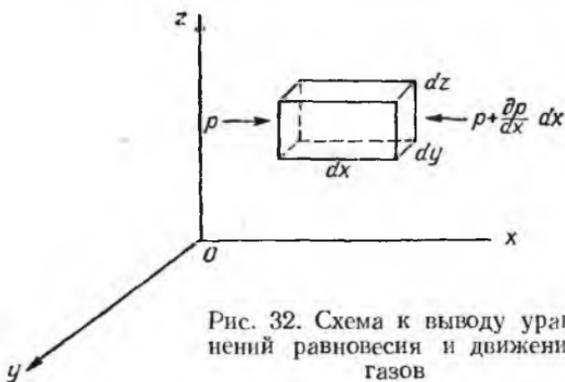


Рис. 32. Схема к выводу уравнений равновесия и движения газов

выделенного в газе, находящемся в покое. Из классической механики известно, что для тел, находящихся в покое, алгебраическая сумма проекций сил, действующих на это тело, на все три оси координат должна равняться нулю. Силы, действующие на газы, принято разделять на массовые и поверхностные. Массовые силы действуют на каждую частицу газа, заключенного в данном объеме, и пропорциональны его массе. К массовым силам относятся сила тяжести и сила инерции. Поверхностные силы действуют на элементы поверхности и пропорциональны величине поверхности.

К поверхностным силам относятся сила давления и сила вязкости. Из всех перечисленных сил на элементарный объем газа, находящийся в состоянии равновесия, действуют только силы тяжести и давления, так как другие силы — инерции и вязкости — проявляются только при движении.

Обозначим через g_x , g_y , g_z проекции на оси координат удельной, отнесенной к единице массы, силы тяжести, действующей на элементарный объем газа. Тогда проекции общих сил тяжести на оси с учетом массы элементарного объема будут

$$g_x dx dy dz \rho;$$

$$g_y dx dy dz \rho;$$

$$g_z dx dy dz \rho.$$

Обозначим проекцию силы давления, действующей по оси Ox , на левую грань элементарного объема p . Вследствие изменения давления по оси Ox по закону, выражаемому частной производной $\frac{\partial p}{\partial x}$, давление, действующее на правую грань, будет $p + \frac{\partial p}{\partial x} dx$. Равнодействующая от сил давления по оси Ox выразится

$$p dy dz - \left(p + \frac{\partial p}{\partial x} dx \right) dy dz = - \frac{\partial p}{\partial x} dx dy dz.$$

По аналогии равнодействующие от сил давления по осям Oy и Oz

$$- \frac{\partial p}{\partial y} dx dy dz,$$

$$- \frac{\partial p}{\partial z} dx dy dz.$$

Условием равновесия газа является равенство нулю суммы проекций сил на все оси, т. е.

$$g_x dx dy dz \rho - \frac{\partial p}{\partial x} dx dy dz = 0;$$

$$g_y dx dy dz \rho - \frac{\partial p}{\partial y} dx dy dz = 0;$$

$$g_z dx dy dz \rho - \frac{\partial p}{\partial z} dx dy dz = 0.$$

После сокращения получаем уравнения равновесия газа:

$$g_x \rho = \frac{\partial p}{\partial x};$$

$$g_y \rho = \frac{\partial p}{\partial y};$$

$$g_z \rho = \frac{\partial p}{\partial z}.$$

Уравнение движения идеального газа впервые было выведено Л. Эйлером. Поведение потока газа может быть описано двумя способами. В способе Лагранжа используется понятие о траектории движения частиц жидкости, которая показывает изменение положения частицы во времени, т. е. изображает как бы историю ее движения. В способе Эйлера используется понятие о линии тока, касательные к которой в каждой ее точке в данный момент совпадают с направлением скорости потока. Линии тока, таким образом, представляют как бы моментальную фотографию потока. При установившемся движении, т. е. таком, при котором скорости потока во всех его точках остаются постоянными по величине и направлению и не зависят от времени, траектории и линии тока совпадают. Если через замкнутую кривую, расположенную в плоскости, перпендикулярной направлению потока, провести линии тока и образовать из них поверхность в виде трубки, то пространство, заключенное внутри этой поверхности, будет носить название трубки тока. Трубка тока обладает тем свойством, что через ее стенки не происходит утечка или приток газов, так как скорости движения газа всегда касательны к этой поверхности. В механике газов для описания движения газовых потоков используется способ Эйлера и понятие о линии и трубке тока. Для вывода уравнения движения возьмем элементарный объем газа, находящийся теперь в движущемся идеальном (т. е. не обладающем вязкостью) газе (см. рис. 32). На этот элементарный объем кроме сил тяжести и давления, будет действовать еще сила инерции. Сила вязкости отсутствует, так как газ идеальный. Из классической механики известно, что для тел, находящихся в движении, силы инерции должны уравновешиваться всеми остальными силами. Определим проекции на оси всех перечисленных сил, действующих на элементарный объем газа.

Проекция силы тяжести:

$$g_x dx dy dz \rho;$$

$$g_y dx dy dz \rho;$$

$$g_z dx dy dz \rho.$$

Проекция силы давления:

$$- \frac{\partial p}{\partial x} dx dy dz;$$

$$- \frac{\partial p}{\partial y} dx dy dz;$$

$$- \frac{\partial p}{\partial z} dx dy dz.$$

Для определения проекции сил инерции обозначим проекции скорости элемента на оси w_x , w_y , w_z , тогда проекции ускорений

будут $\frac{Dw_x}{d\tau}$, $\frac{Dw_y}{d\tau}$, $\frac{Dw_z}{d\tau}$, где τ обозначает время. Здесь $\frac{Dw_x}{d\tau}$, $\frac{Dw_y}{d\tau}$, $\frac{Dw_z}{d\tau}$ представляют собой так называемые субстанциальные производные скорости, учитывающие полное изменение скорости движущегося элемента во времени и в пространстве. Проекции сил инерции определяются как произведения ускорений на массу:

$$\frac{Dw_x}{d\tau} dx dy dz\rho;$$

$$\frac{Dw_y}{d\tau} dx dy dz\rho;$$

$$\frac{Dw_z}{d\tau} dx dy dz\rho.$$

Приравнивая силы инерции сумме всех остальных сил, получим

$$\frac{Dw_x}{d\tau} dx dy dz\rho = g_x dx dy dz\rho - \frac{\partial p}{\partial x} dx dy dz;$$

$$\frac{Dw_y}{d\tau} dx dy dz\rho = g_y dx dy dz\rho - \frac{\partial p}{\partial y} dx dy dz;$$

$$\frac{Dw_z}{d\tau} dx dy dz\rho = g_z dx dy dz\rho - \frac{\partial p}{\partial z} dx dy dz.$$

После преобразований и сокращений получим уравнение движения идеального газа (уравнение Эйлера):

$$g_x - \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial p}{\partial x} - \frac{Dw_x}{d\tau} = 0;$$

$$g_y - \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial p}{\partial y} - \frac{Dw_y}{d\tau} = 0;$$

$$g_z - \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial p}{\partial z} - \frac{Dw_z}{d\tau} = 0.$$

Уравнение движения вязкого газа выводится на основании учета действия на элементарный объем (см. рис. 32) четырех сил: тяжести, давления, инерции и вязкости. Проекции первых трех сил на оси координат были найдены при выводе уравнения движения идеальной жидкости, откуда мы и воспользуемся готовыми их выражениями. Для нахождения проекций сил трения на оси определим вначале проекцию силы трения на ось Ox для плоского движения вязкого газа вдоль этой оси. Для плоского движения вязкого газа вдоль оси Ox силы трения проявляются на верхней и нижней гранях элементарного объема, ограниченных сторонами dx и dy , так как в данном случае газ движется в плоском слое толщиной dz . Если обозначить силу трения, приходящуюся на единицу поверхности нижней грани s , $\kappa\Gamma/\text{м}^2$, то на всю грань будет действовать сила трения $s dx dy$.

Так как сила трения изменяется по оси Oz по закону частной производной по координате z , на верхнюю грань будет действовать сила трения $\left(s + \frac{\partial s}{\partial z} dz\right) dx dy$. Результирующая этих сил будет равна их разности, так как при движении плоского слоя вязкого газа скорость движения прилежащих слоев, с одной стороны, будет больше скорости данного слоя, а с другой стороны, меньше его скорости, вследствие чего силы трения на верхней и нижней гранях элементарного объема направлены в противоположные стороны:

$$\left(s + \frac{\partial s}{\partial z} dz\right) dx dy - s dx dy = \frac{\partial s}{\partial z} dx dy dz.$$

По закону Ньютона, сила трения s может быть выражена через градиент скорости в направлении, нормальном к направлению движения $\frac{dw_x}{dz}$, и динамическую вязкость μ :

$$s = \mu \frac{dw_x}{dz} \text{ кг/м}^2.$$

Подставляя это значение s в выражение для результирующей силы трения по оси Ox , получим

$$\frac{\partial s}{\partial z} dx dy dz = \mu \frac{\partial^2 w_x}{\partial z^2} dx dy dz.$$

Полученное выражение для проекции силы трения на ось Ox справедливо только для одномерного движения, т. е. когда w_x изменяется только по направлению оси Ox . В общем же случае w_x может изменяться по всем трем осям, и, следовательно, проекция силы трения на ось Ox в общем виде должна иметь выражение

$$\mu \left(\frac{\partial^2 w_x}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 w_x}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 w_x}{\partial z^2} \right) dx dy dz.$$

Так как сила инерции и для вязкого газа, находящегося в движении, должна уравниваться всеми остальными силами, то уравнение сил относительно оси Ox будет

$$\begin{aligned} \frac{Dw_x}{dt} dx dy dz \rho &= g_x dx dy dz \rho - \frac{\partial p}{\partial x} dx dy dz + \\ &+ \mu \left(\frac{\partial^2 w_x}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 w_x}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 w_x}{\partial z^2} \right) dx dy dz. \end{aligned}$$

Раскроем теперь значение субстанциальной производной скорости $\frac{Dw_x}{dt}$.

Полное изменение любой величины для элементарного объема движущегося газа является следствием изменения этой величины во времени и при пространственном перемещении этого объема

газа. Это изменение может быть выражено полной производной этой величины по времени и пространству. Следовательно,

$$\frac{Dw_x}{d\tau} = \frac{\partial w_x}{\partial \tau} + \frac{\partial w_x}{\partial x} \cdot \frac{dx}{d\tau} + \frac{\partial w_x}{\partial y} \cdot \frac{dy}{d\tau} + \frac{\partial w_x}{\partial z} \cdot \frac{dz}{d\tau}.$$

Так как

$$\frac{dx}{d\tau} = w_x; \quad \frac{dy}{d\tau} = w_y; \quad \frac{dz}{d\tau} = w_z,$$

то получим

$$\frac{Dw_x}{d\tau} = \frac{\partial w_x}{\partial \tau} + w_x \frac{\partial w_x}{\partial x} + w_y \frac{\partial w_x}{\partial y} + w_z \frac{\partial w_x}{\partial z}.$$

Подставляя это выражение субстанциальной производной в уравнение сил относительно оси Ox и сокращая его на $dx dy dz$, получим

$$\begin{aligned} \rho \frac{\partial w_x}{\partial \tau} + \rho \left(w_x \frac{\partial w_x}{\partial x} + w_y \frac{\partial w_x}{\partial y} + w_z \frac{\partial w_x}{\partial z} \right) = \\ = \rho g_x - \frac{\partial p}{\partial x} + \mu \left(\frac{\partial^2 w_x}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 w_x}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 w_x}{\partial z^2} \right). \end{aligned}$$

По аналогии, на оси Oy и Oz :

$$\begin{aligned} \rho \frac{\partial w_y}{\partial \tau} + \rho \left(w_x \frac{\partial w_y}{\partial x} + w_y \frac{\partial w_y}{\partial y} + w_z \frac{\partial w_y}{\partial z} \right) = \\ = \rho g_y - \frac{\partial p}{\partial y} + \mu \left(\frac{\partial^2 w_y}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 w_y}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 w_y}{\partial z^2} \right); \\ \rho \frac{\partial w_z}{\partial \tau} + \rho \left(w_x \frac{\partial w_z}{\partial x} + w_y \frac{\partial w_z}{\partial y} + w_z \frac{\partial w_z}{\partial z} \right) = \\ = \rho g_z - \frac{\partial p}{\partial z} + \mu \left(\frac{\partial^2 w_z}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 w_z}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 w_z}{\partial z^2} \right). \end{aligned}$$

Эта система из трех уравнений и представляет дифференциальное уравнение движения несжимаемой вязкой жидкости, называемое в механике газов уравнением Навье—Стокса. Если учесть сжимаемость газа, то для одномерного движения вязкого сжимаемого газа вдоль оси Ox можно получить следующее уравнение:

$$\rho \frac{Dw_x}{d\tau} = \rho g_x - \frac{\partial p}{\partial x} + \mu \frac{\partial^2 w_x}{\partial x^2} + \frac{1}{3} \mu \frac{\partial^2 w_x}{\partial x^2}.$$

Уравнение сплошности, или неразрывности, движения газа выводится на основе закона сохранения массы. Возьмем опять элементарный объем, находящийся в потоке движущегося газа (см. рис. 32), и подсчитаем массу газа, проходящего через него за время $d\tau$. В направлении оси Ox через левую грань в объем входит масса газа, равная произведению объема проходящего газа на плотность:

$$\rho w_x dy dz d\tau.$$

Через противоположную, правую грань выходит масса газа, определяемая из условия, что плотность и скорость меняются по оси Ox по закону частной производной по координате

$$\left[\rho w_x + \frac{\partial (\rho w_x)}{\partial x} dx \right] dy dz d\tau.$$

Тогда изменение массы газа, заключенного в элементарном объеме, по оси Ox будет

$$- \frac{\partial (\rho w_x)}{\partial x} dx dy dz d\tau,$$

по другим осям

$$- \frac{\partial (\rho w_y)}{\partial y} dx dy dz d\tau;$$

$$- \frac{\partial (\rho w_z)}{\partial z} dx dy dz d\tau.$$

Полное изменение массы

$$- \left[\frac{\partial (\rho w_x)}{\partial x} + \frac{\partial (\rho w_y)}{\partial y} + \frac{\partial (\rho w_z)}{\partial z} \right] dx dy dz d\tau.$$

Это изменение массы газа в элементарном объеме в пространстве должно быть равно изменению массы во времени:

$$- \left[\frac{\partial (\rho w_x)}{\partial x} + \frac{\partial (\rho w_y)}{\partial y} + \frac{\partial (\rho w_z)}{\partial z} \right] dx dy dz d\tau = \frac{\partial \rho}{\partial \tau} d\tau dx dy dz.$$

После преобразований получим

$$\frac{\partial \rho}{\partial \tau} + \frac{\partial (\rho w_x)}{\partial x} + \frac{\partial (\rho w_y)}{\partial y} + \frac{\partial (\rho w_z)}{\partial z} = 0.$$

Это уравнение называется дифференциальным уравнением сплошности, или непрерывности, в самом общем виде. Для несжимаемого газа плотность ρ постоянна и уравнение сплошности принимает следующий вид:

$$\frac{\partial w_x}{\partial x} + \frac{\partial w_y}{\partial y} + \frac{\partial w_z}{\partial z} = 0.$$

Уравнение сплошности можно также довольно просто вывести, используя свойства трубки тока. Выделим в трубке тока (рис. 33), расположенной в потоке газа, находящемся в установившемся движении, два сечения 1 и 2 и подсчитаем массу газа M_1 и M_2 , проходящую через эти сечения:

$$M_1 = F_1 w_1 \rho_1;$$

$$M_2 = F_2 w_2 \rho_2.$$

Так как в трубке тока нет ни притока газов, ни оттока, то $M_1 = M_2$, а следовательно,

$$F_1 w_1 \rho_1 = F_2 w_2 \rho_2.$$

Если предположить, что $\rho_1 = \rho_2$, то можно получить уравнение сплошности в конечной форме:

$$\frac{w_1}{w_2} = \frac{F_2}{F_1}.$$

Уравнение постоянства суммы напоров впервые было выведено Д. Бернулли. Напишем для элементарного

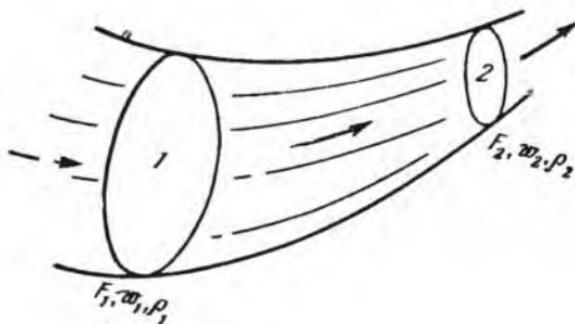


Рис. 33. Трубка тока

потока идеального газа, движущегося вдоль линии тока, при установившемся движении уравнение движения Эйлера:

$$g_x - \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial p}{\partial x} - \frac{Dw_x}{d\tau} = 0;$$

$$g_y - \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial p}{\partial y} - \frac{Dw_y}{d\tau} = 0;$$

$$g_z - \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial p}{\partial z} - \frac{Dw_z}{d\tau} = 0.$$

Так как движение установившееся, то скорости в каждой точке не меняются со временем. Скорость меняется только вследствие прохождения частиц газа через различные участки или сечения. Ориентируем трехмерную систему координат, в которой выведено уравнение движения, таким образом, чтобы ось Oz совпала с направлением вертикали. При этом условии проекции удельных сил тяжести на оси будут $g_x = 0$; $g_y = 0$; $g_z = -g$ и уравнение движения изменится следующим образом:

$$-\frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial p}{\partial x} - \frac{dw_x}{d\tau} = 0;$$

$$-\frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial p}{\partial y} - \frac{dw_y}{d\tau} = 0;$$

$$-g - \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial p}{\partial z} - \frac{dw_z}{d\tau} = 0.$$

Умножим эти уравнения соответственно на dx , dy , dz , переменим знаки и сложим их, сгруппировав подобные члены:

$$g dz + \frac{1}{\rho} \left(\frac{\partial p}{\partial x} dx + \frac{\partial p}{\partial y} dy + \frac{\partial p}{\partial z} dz \right) + \\ + \frac{dw_x}{d\tau} dx + \frac{dw_y}{d\tau} dy + \frac{dw_z}{d\tau} dz = 0.$$

Величина, заключенная в скобки, представляет собой полный дифференциал давления dp . Составляющие с производными скоростей могут быть преобразованы заменой dx , dy , dz на выражения

$$dx = w_x d\tau;$$

$$dy = w_y d\tau;$$

$$dz = w_z d\tau.$$

Эти выражения используют основной закон движения, в соответствии с которым путь равняется скорости, умноженной на время. После подстановки перечисленных величин в уравнение, полученное сложением, получим

$$g dz + \frac{1}{\rho} dp + (w_x dw_x + w_y dw_y + w_z dw_z) = 0.$$

Выражение в скобках может быть преобразовано следующим образом:

$$w_x dw_x + w_y dw_y + w_z dw_z = \\ = \frac{1}{2} d(w_x^2 + w_y^2 + w_z^2) = \frac{1}{2} d\omega^2.$$

На основании этого

$$g dz + \frac{1}{\rho} dp + \frac{1}{2} d\omega^2 = 0.$$

Выносим знак дифференциала за общие скобки:

$$d \left(gz + \frac{p}{\rho} + \frac{\omega^2}{2} \right) = 0.$$

После интегрирования получаем

$$gz + \frac{p}{\rho} + \frac{\omega^2}{2} = \text{const.}$$

Умножим это уравнение на $\rho = \frac{\gamma}{g}$:

$$z\gamma + p + \frac{\omega^2}{2g} \gamma = \text{const.}$$

Исследуя полученное выражение и определяя размерность его членов, нетрудно установить, что

$z\gamma$ — геометрический напор;
 p — пьезометрический напор;

$\frac{\omega^2}{2g} \gamma$ — динамический напор.

Следовательно, в окончательном виде уравнение может быть написано так:

$$h_r + h_n + h_d = \text{const.} \quad (20)$$

Это и есть уравнение Бернулли для движения идеального газа (жидкости). Оно может быть прочитано следующим образом: при установившемся движении идеального газа вдоль линии тока сумма реальных напоров — геометрического, пьезометрического и динамического — есть величина постоянная. Так как напоры выражают энергию, которой обладает газ, то становится очевидным, что уравнение постоянства суммы напоров есть частное выражение всеобщего закона сохранения энергии.

Для реальных газов, которые движутся в печных системах, энергия будет затрачиваться на преодоление различных сопротивлений (трения, повороты и т. п.). В результате этого реальные напоры будут по мере движения переходить в потерянный напор. Для реальных газов уравнение Бернулли будет выглядеть так:

$$h_r + h_n + h_d + h_{\text{пот}} = \text{const.} \quad (21)$$

Как следует из уравнения (21), для реальных газов сумма реальных и потерянных напоров остается постоянной на всем пути движения газов. Уравнение постоянства суммы напоров — основное уравнение газовой механики, дающее основу для расчета движения газов в печах и газоходах. На основании уравнения Бернулли можно утверждать, что для осуществления движения газов с требующимися характеристиками движения в любой печной системе необходимо обеспечить сумму реальных напоров, по меньшей мере равную сумме всех потерянных напоров.

5. Характер движения газов

Движение газов в печах и газоходах может иметь двоякий характер. Наблюдается слоистое, или ламинарное, движение и вихреобразное, или турбулентное, движение.

Ламинарное движение характеризуется спокойным перемещением газа параллельными слоями, без всяких завихрений и взаимных пересечений (рис. 34, а). Максимальная скорость ламинарного потока располагается по его геометрической оси, а у стенок канала скорость падает до нуля. Эпюра скорости для ламинарного потока имеет вид параболы, а усредненная по всему сечению скорость составляет только половину макси-

мальной. При ламинарном движении у стенок газового канала образуется неподвижный, прилипший к стенкам слой газа — так называемый пограничный слой, или слой Прандтля. Этот слой оказывает большое влияние на процесс тепло- и газообмена между движущимся потоком газа и материалом стенок канала, затрудняя и осложняя оба указанных процесса.

Турбулентное движение характеризуется весьма беспокойным перемещением газа по взаимно пересекающимся траекториям с большим числом мелких вихрей (рис. 34, в). Максимальная скорость турбулентного потока занимает значительную часть его центральной области, а у стенок канала скорость также равна нулю. Эпюра скорости для турбулентного потока имеет вид усеченной параболы, а средняя скорость потока достигает значения, равного $0,82w_{max}$. При турбулентном движении пограничный слой резко уменьшается, так как его сдувают газовые вихри, что благоприятно влияет на теплообмен между потоком газов и материалом стенок газового канала.

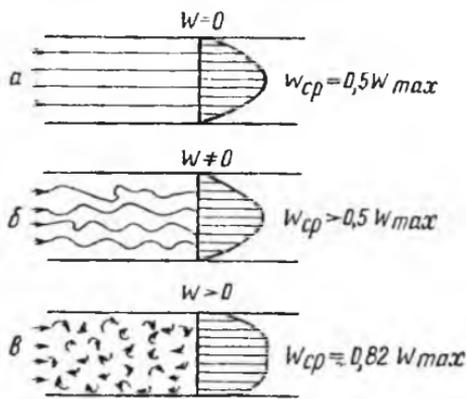


Рис. 34. Характер движения газов

Характер движения газов в печах оказывает решающее влияние на развитие теплообменного процесса, на сопротивление движению газов и на физико-химические превращения материалов. Поэтому необходимо уметь определять характер движения газов и знать, от чего он зависит. Исследования О. Рейнольдса установили, что характер движения газов в основном определяется скоростью движения газов w_t , м/сек, гидравлическим диаметром газового канала d , м, и кинематической вязкостью газа ν , м²/сек. Для определения характера движения газов Рейнольдс предложил применять безразмерную функцию, составленную из перечисленных величин:

$$Re = \frac{w_t d}{\nu} \tag{22}$$

Эта функция получила название критерия Рейнольдса. Оказывается, что если значение Re для данного газового потока меньше 2300, то характер его движения ламинарный. Турбулентное движение наблюдается в том случае, если Re больше 2300. В пределах значений $Re = 2000 \div 2300$ наблюдается так называемый переходный режим, характеризующийся появлением первых редких завихрений и нарушений траектории (рис. 34, б). Подставляя критическое значение $Re = 2300$ в формулу (22), можно получить

выражение для критической скорости, определяющей переход от одного вида движения к другому:

$$w_{t}^{кр} = \frac{2300\nu}{d}. \quad (23)$$

Наиболее типичный характер движения газов в печах — турбулентное движение. Для большинства металлургических печей критерий Рейнольдса достигает весьма больших значений — от 10 000 до 100 000. Вместе с тем в отдельных печах или в отдельных участках печей иногда наблюдается и ламинарное движение. Это те печи или участки печей, где по каким-либо причинам скорость газов значительно снижается, например в различных углублениях, нишах, углах, около поверхности шихты и т. п.

6. Сопротивление движению газа

Газы, как и всякая реальная материя, при движении встречают на своем пути различные сопротивления, на преодоление которых расходуется энергия в виде напора.

Разновидности сопротивлений газовому потоку можно уяснить при помощи схемы газоходной системы отражательной печи (рис. 35). В этой печной системе, состоящей из отражательной печи, котла-утилизатора, газоходов и дымовой трубы, имеются следующие разновидности сопротивлений движению газов.



Рис. 35. Схема сопротивления движению газов

Повсеместное сопротивление, т. е. имеющееся на любом участке газоходного тракта, представляет собой сопротивление от трения газов о поверхность футеровки и шихты на всем протяжении, начиная от головы печи до выхода газов из дымовой трубы в атмосферу. Напор, расходуемый на преодоление сопротивления трения, называется потерянными напором от трения.

Местные сопротивления, т. е. такие, которые находятся только на определенных участках газоходной системы, представляют собой сопротивления от поворотов газа, расширения или сужения потока, сопротивления отдельных устройств, например котла-утилизатора или пылеулавливающих устройств. К местным сопротивлениям относится также сопротивление уча-

стков, на которых приходится опускать горячие газы сверху вниз, для чего требуется преодолевать противодействие соответствующего геометрического напора. Напоры, расходуемые на преодоление местных сопротивлений, называются напорами, потерянными от местных сопротивлений.

В печной системе отражательной печи (рис. 35) потери напора от местных сопротивлений происходят на участках, обозначенных цифрами 1—10. На участках 1, 2, 7, 9 потери напора происходят от резких поворотов газа. На участках 3, 5, 10 напор теряется от расширения или сжатия потока. На участках 4 и 6 потери напора зависят от сопротивления котла и шибера. На участке 8 преодолевается противодействие геометрического напора опусканию горячего газа на высоту H .

Для приведения в движение газов в любой печной системе и осуществления этого движения с необходимой скоростью на основании уравнения Бернулли требуется приложить к газам такую величину реального напора, которая покрывала бы все потери напора в этой печной системе. Следовательно, для определения величины напора, обеспечивающего требующееся для нормальной работы печи движение газов, надо уметь расчетным путем определять потери напора на преодоление различных видов сопротивлений.

Потери напора от трения газов рассчитывают, как и другие виды потерь напора, в функциональной зависимости от динамического напора:

$$h_{\text{пот}} = K \frac{w_t^2}{2g} \gamma_t = K \frac{w_0^2}{2g} \gamma_0 (1 + \beta t).$$

Значение коэффициента сопротивления трения K было определено Жираром в виде следующей зависимости:

$$K = \zeta \frac{L}{d},$$

где ζ — коэффициент потери напора от трения;

L — длина рассчитываемого участка, м;

d — гидравлический диаметр участка, м.

Подставляя развернутое выражение для K в формулу потеряннного напора, получим формулу, по которой рассчитывают потери напора от трения газов:

$$h_{\text{пот}} = \zeta \frac{L}{d} \cdot \frac{w_t^2}{2g} \gamma_t = \zeta \frac{L}{d} \cdot \frac{w_0^2}{2g} \gamma_0 (1 + \beta t). \quad (24)$$

Величина коэффициента ζ зависит от характера движения и может определяться в зависимости от критерия Рейнольдса Re по формуле

$$\zeta = \frac{A}{Re^n}. \quad (25)$$

Здесь коэффициент A для явно выраженного ламинарного движения и умеренной шероховатости стенок не зависит от материала стенок и для многих каналов равен 64. Для турбулентного движения в кирпичных каналах $A = 0,175$, для шероховатых металлических каналов $A = 0,129$; n для ламинарного движения равно 1; для турбулентного движения в кирпичных и металлических каналах $n = 0,12$.

Для технических расчетов металлургических печей значение коэффициента ξ можно принимать 0,05.

Потери напора от местных сопротивлений рассчитывают по формуле

$$h_{\text{пот}} = K \frac{\omega_t^2}{2g} \gamma_t = K \frac{\omega_0^2}{2g} \gamma_0 (1 + \beta t). \quad (26)$$

Значение коэффициентов местных сопротивлений K для различных видов сопротивлений определено экспериментально. В приложении VIII дается значение K для наиболее распространенных видов местных сопротивлений. Газовые заслонки, или шиберы имеют переменное значение K , которое можно приблизительно вычислять по формуле

$$K = \left(\frac{F_1}{0,7F_2} - 1 \right)^2, \quad (27)$$

где F_1 — площадь сечения газохода, m^2 ;

F_2 — площадь сечения прохода под шибером, m^2 (см. рис. 35). Прикрывая шибер и уменьшая тем самым значение F_2 , можно в широких пределах изменять значение K — от 0,15 до 10 и более. Возможность широкой вариации величины сопротивления шибера определяет его роль как регулятора движения газового потока, с помощью которого можно в широких пределах изменять сопротивление газового тракта.

При расчетах потерь напора от трения и от местных сопротивлений в формулы (24) и (26) подставляют средние значения ω_0 или ω_t , усредненные по поперечному сечению данного участка газового потока (см. рис. 34).

Преодоление геометрического напора при опускании горячего газа на высоту H (см. рис. 35) рассчитывают по формуле

$$h_r = H (\gamma_{20}^{\text{воз}} - \gamma_t^{\text{газ}}), \quad (28)$$

где H — высота опускания газа, m ;

$\gamma_{20}^{\text{воз}}$ — удельный вес воздуха при $20^\circ C$, $кг/м^3$;

$\gamma_t^{\text{газ}}$ — удельный вес печного газа при t , $^\circ C$, $кг/м^3$.

Для быстрых прикидок и проверки расчетов по газовой механике можно использовать определенные автором практические

значения потерь напора в печных системах заводов цветной металлургии:

	Потери напора ¹ , мм вод. ст.
Повороты, переходы, расширения, сужения	1—3
Котлы-утилизаторы	25—50
Электрофильтры	25—40
Циклоны и мультициклоны	50—80
Простые пылеуловительные камеры	5—10
Камера с перегородками или с большим числом окон и бункеров	10—20
Рекуператоры	30—50
Фильтрующие пылеуловители	50—200
Мокрые пылеуловители	50—100
Жалюзийные пылеуловители	30—40

¹ Для прямых газоходов, боровов и труб потеря напора 0,1—0,3 мм вод. ст. на 1 пог. м.

Пользуясь этими данными, можно очень быстро приблизительно подсчитать сопротивление любой печной системы.

Например, для приведенной на рис. 35 печной системы при общей длине газоходов от печи до дымовой трубы, равной 20 м, потери напора будут, мм вод. ст.:

В прямых газоходах	20 · 0,2 = 4
На поворотах и переходах	9 · 2 = 18
В котле-утилизаторе	40
<hr/>	
Всего потерь напора до трубы	62

Если требуется определить потери напора на преодоление сопротивления какого-либо действующего на металлургическом заводе устройства, например котла-утилизатора, то для этого измеряют напор, которым обладает газ до входа в это устройство и после выхода из него. Для измерения устанавливают водяные манометры перед котлом и после котла, потерю напора определяют по разности показаний этих манометров.

7. Истечение газов из отверстий

При работе металлургических печей очень часто встречаются случаи истечения газов, обладающих пьезометрическим напором (находящихся под давлением), через отверстия в пространство с более низким давлением. К этим случаям относится истечение воздуха или кислорода из фурм и сопел в рабочее пространство печей, истечение топливо-воздушных смесей из горелок и форсунок и т. п.,

Уравнение истечения газа через отверстие выводится на основании учета энергии, затрачиваемой на выполнение работы истечения. Возьмем идеальный газ, находящийся в большом сосуде под давлением p_1 и имеющий плотность ρ_1 . Газ истекает через отверстие в стенке сосуда с площадью F , m^2 , в пространство, где давление p_2 , причем $p_1 > p_2$, что и является причиной движения газов (рис. 36). При истечении совершается работа расширения газа, равная произведению силы на путь. Для участка пути длиной dl работа расширения газа A будет

$$A = F dp dl.$$

Для идеального газа вся энергия, затраченная на расширение газа, целиком пойдет на приращение живой силы вытекающей массы газа, которая имеет выражение

$$d \left(\frac{mw^2}{2} \right).$$

Масса вытекающего газа m может быть выражена следующим образом:

$$m = F dl \rho.$$

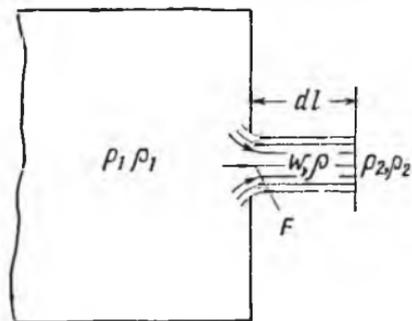


Рис. 36. Схема истечения газа через отверстие

Подставим это выражение массы в выражение приращения живой силы вытекающего газа:

$$d \left(\frac{mw^2}{2} \right) = \frac{F dl \rho}{2} d(w^2).$$

Приравниваем работу расширения газа приращению его живой силы:

$$F dp dl = \frac{F dl \rho}{2} d(w^2).$$

После преобразований получим уравнение истечения идеального газа в дифференциальной форме:

$$d(w^2) = \frac{2}{\rho} dp.$$

После интегрирования

$$w^2 = \int_{p_1}^{p_2} \frac{2}{\rho} dp. \quad (29)$$

При низком давлении истечения, когда $p_1 - p_2$ не превышает 1000—1500 мм вод. ст., можно пренебрегать изменением плотности газа при истечении, считая ее постоянной, т. е. $\rho = \text{const} = \rho_1$. При этом условии интегрирование урав-

нения истечения (29) приводит к формуле истечения при низком давлении:

$$\omega^2 = \int_{p_1}^{p_2} \frac{2}{\rho} dp = \frac{2}{\rho} (p_1 - p_2),$$

$$\omega = \sqrt{\frac{2(p_1 - p_2)}{\rho}} = \sqrt{\frac{2g(p_1 - p_2)}{\gamma}}.$$

Это выражение показывает, что в данном случае для идеального газа весь избыток давления в сосуде над давлением окружающей среды переходит в динамический напор истекающего газа. Для реальных газов при истечении их из отверстий струя газа несколько сжимается, что как бы уменьшает площадь отверстия. Кроме того, часть избыточного давления теряется на преодоление реальных сопротивлений. Вследствие этого действительная скорость истечения для реальных газов будет меньше, чем скорость, вычисленная по формуле, выведенной для идеального газа. Для получения формулы, пригодной для расчетов истечения реальных газов, вводится коэффициент расхода φ , учитывающий сжатие струи и потери напора. С учетом этого коэффициента формула для действительной скорости истечения под низким давлением для реальных газов принимает следующий окончательный вид:

$$\omega_t = \varphi \sqrt{\frac{2(p_1 - p_2)}{\rho}}. \quad (30)$$

Значение коэффициента расхода φ зависит от характеристики отверстия и приставляемой к отверстию насадки. Так, для отверстия с острыми кромками $\varphi = 0,6$; для отверстия с острыми кромками и цилиндрическим насадком $\varphi = 0,8$; для отверстия с закругленными краями и цилиндрическим насадком $\varphi = 0,93$; для отверстия с закругленными краями и коническим расходящимся насадком, так называемым соплом Лавала, $\varphi = 0,97$. Массовый расход вытекающего из отверстия газа M , кг/сек, определяется по формуле

$$M = \rho F \varphi \sqrt{\frac{2(p_1 - p_2)}{\rho}} = F \varphi \sqrt{2\rho(p_1 - p_2)}. \quad (31)$$

При высоком давлении истечения пренебрегать изменением плотности газа нельзя, так как оно весьма значительно. Процесс истечения газа при высоком давлении можно без особой погрешности считать адиабатическим¹, т. е. протекающим без внешнего теплообмена со средой при одновременном изменении давления, температуры и объема газа. Из термодина-

¹ Теплообменом со средой можно пренебрегать в данном случае вследствие очень больших скоростей, характеризующих протекание процесса истечения при высоких давлениях.

мики известно, что при адиабатическом процессе расширения плотность газа изменяется по уравнению политропы

$$\rho = \rho_1 \frac{p^{\frac{1}{k}}}{p_1^{\frac{1}{k}}}.$$

Здесь k — отношение теплоемкостей газа при постоянном давлении и постоянном объеме.

Для газов $k = 1,4$; для перегретого пара $k = 1,3$. Подставляя значение ρ по уравнению политропы в уравнение истечения идеального газа (29), получим

$$\omega^2 = \int_{p_1}^{p_2} \frac{2}{\rho \frac{p^{\frac{1}{k}}}{p_1^{\frac{1}{k}}}} dp = \int_{p_1}^{p_2} \frac{2p_1^{\frac{1}{k}}}{\rho_1} p^{-\frac{1}{k}} dp.$$

Так как $\int x^n dx = \frac{x^{n+1}}{n+1}$, то после интегрирования получим

$$\omega^2 = \frac{2p_1^{\frac{1}{k}}}{\rho_1} \frac{k}{k-1} \left(p_1^{\frac{k-1}{k}} - p_2^{\frac{k-1}{k}} \right).$$

После одновременного умножения и деления этого выражения на $p_1^{\frac{k-1}{k}}$ и извлечения корня, получим формулу для действительной скорости истечения идеального газа при высоком давлении:

$$\omega_1 = \sqrt{\frac{2k}{k-1} \cdot \frac{p_1}{\rho_1} \left[1 - \left(\frac{p_2}{p_1} \right)^{\frac{k-1}{k}} \right]} \text{ м/сек.} \quad (32)$$

Массовый расход вытекающего из отверстия газа M , кг/сек, определится по уравнению

$$M = \rho F \omega_1.$$

Подставив в это уравнение значение ω_1 из формулы (32) и значение ρ из уравнения политропы, получим формулу для вычисления массового расхода вытекающего газа:

$$M = F \sqrt{\frac{2k}{k-1} p_1 \rho_1 \left[\left(\frac{p_2}{p_1} \right)^{\frac{2}{k}} - \left(\frac{p_2}{p_1} \right)^{\frac{k+1}{k}} \right]} \text{ кг/сек.} \quad (33)$$

Анализируя формулу (33), можно установить, что при постоянном значении давления истечения p_1 массовый расход истекающего

газа зависит от отношения $\frac{p_2}{p_1}$. Максимальное значение величины M при заданных p_1 и F при достижении максимального значения переменной части формулы (33) определяется из выражения

$$x = \left[\left(\frac{p_2}{p_1} \right)^{\frac{2}{k}} - \left(\frac{p_2}{p_1} \right)^{\frac{k+1}{k}} \right].$$

По дифференциальному исчислению максимум функции одной переменной находится из условия, что первая производная этой функции равна нулю. Значение первой производной от x будет

$$x' = \frac{\frac{2}{k} p_2^{\frac{2}{k}-1}}{p_1^{\frac{2}{k}}} - \frac{\frac{k+1}{k} p_2^{\frac{1}{k}}}{p_1^{\frac{k+1}{k}}} = 0,$$

откуда

$$\left(\frac{p_2}{p_1} \right)_{\max} = \left(\frac{2}{k+1} \right)^{\frac{k}{k-1}}.$$

При значении $k = 1,4$ для газов $\left(\frac{p_2}{p_1} \right)_{\max} = 0,528$ или $p_2 = 0,528 p_1$, $p_1 = 1,9 p_2$. Давление истечения p_1 , при котором получается наибольший расход истекающего под высоким давлением газа, носит название «критического давления». Скорость истечения, соответствующая критическому давлению, приблизительно равна скорости звука в данной среде (около 300 м/сек). Если повысить давление p_1 сверх критического значения, то действительная скорость истечения возрастать не будет, но в выходном сечении отверстия давление соответственно возрастает, вследствие чего увеличится и M . Для получения возможности повышать действительную скорость истечения сверх критической применяют специальные расширяющиеся насадки (сопло Лавалья). Если $p_1 < 1,9 p_2$, то массовый расход истекающего газа следует рассчитывать по формуле (33). Если же $p_1 > 1,9 p_2$, то формула (33) преобразуется подстановкой в нее максимального значения $\frac{p_2}{p_1} = 0,528$ и принимает вид:

$$M = 2,14 F \sqrt{p_1 \rho_1} \text{ кг/сек.} \quad (34)$$

Формулы (32), (33), (34) дают значение действительной скорости и массового расхода газа при так называемом теоретическом истечении, т. е. без учета сжатия струи и потери напора, происходящих при истечении реальных газов. При расчетах истечения газов в реальных условиях следует в перечисленные формулы вводить коэффициент расхода ϕ , значение которого для сопел с расширением по типу сопла Лавалья можно принимать равным 0,82—0,90.

И. Г. Казанцев на основании приведенных выше формул построил график (рис. 37), при помощи которого можно определять показатели истечения сжатого воздуха и технического кислорода из сопла типа Лавалья в зависимости от начальных давления p_1 и температуры t_1 .

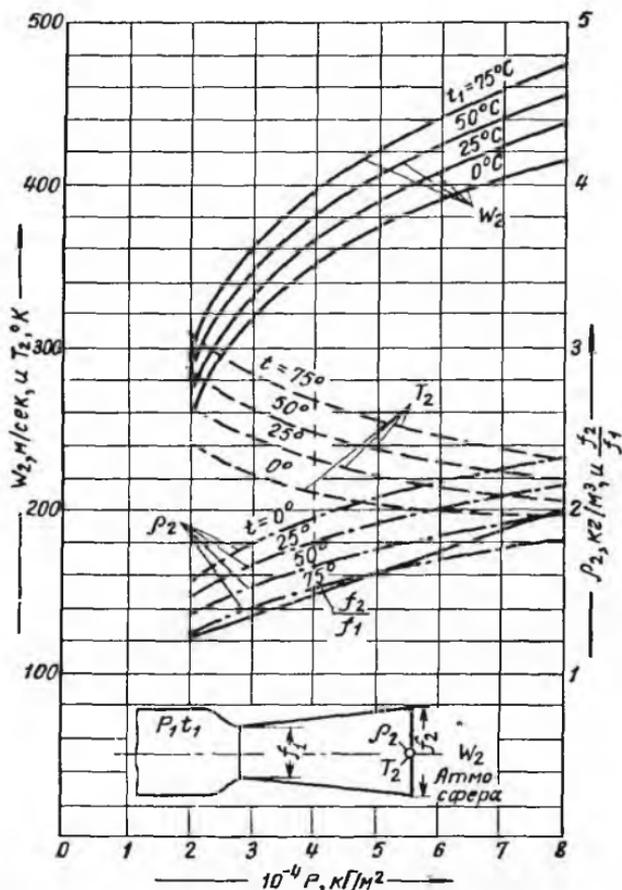


Рис. 37. Показатели истечения сжатого воздуха из сопла

Пример. Определить показатели истечения сжатого воздуха в атмосферу при давлении его в сопле $p_1 = 5 \text{ кг/см}^2$ и температуре $t_1 = 50^\circ \text{C}$.

Откладываем значение p_1 на горизонтальной оси графика и, проведя из полученной точки вертикальную линию до пересечения с соответствующими кривыми, находим на вертикальных осях графика:

1) по верхнему семейству кривых — действительную скорость истечения $w_2 = 405 \text{ м/сек}$;

2) по среднему семейству кривых — абсолютную температуру истекающего воздуха $T_2 = 240^\circ \text{К}$;

3) по нижнему семейству кривых — действительную плотность истекающего воздуха $\rho_2 = 1,75 \text{ кг/м}^3$;

4) по прямой значений $\frac{f_2}{f_1}$ находим отношение сечений сопла Лавала $\frac{f_2}{f_1} = 1,6$.

По полученным данным можно рассчитать массовый расход истекающего воздуха M :

$$M = f_2 w_2 \rho \text{ кг/сек,}$$

где f_2 — площадь сечения сопла, м^2

8. Движение газов в свободном пространстве

Движение газов в свободном пространстве, заполненном только этими газами, происходит в плавильных — отражательных и электрических, обжиговых барабанных, нагревательных и других печах. В этих печах имеется большое свободное рабочее пространство, предназначенное для сжигания топлива или для сбора и эвакуации газообразных продуктов процесса.

Газы входят в рабочее пространство этих печей в виде отдельных потоков или струй. В механике газов в зависимости от условий движения различают следующие виды струй: свободную затопленную; свободную незатопленную; несвободную, или ограниченную; струю, образующуюся из нескольких отдельных струй.

Свободная затопленная струя распространяется в неограниченном пространстве, заполненном неподвижной средой с такими же физическими свойствами.

Свободная незатопленная струя распространяется в неограниченном пространстве, заполненном средой с другими физическими свойствами.

Несвободная, или ограниченная, струя распространяется в пространстве, ограниченном твердыми поверхностями.

Струя, образующаяся из нескольких струй, возникает при соударении одной или нескольких струй, встречающихся под различными углами одна к другой.

На схеме свободной затопленной струи (рис. 38) показаны эпюры скоростей по удаляющимся от места входа поперечным сечениям струи. Начальный участок струи характеризуется тем, что на его протяжении скорость по оси струи w_m

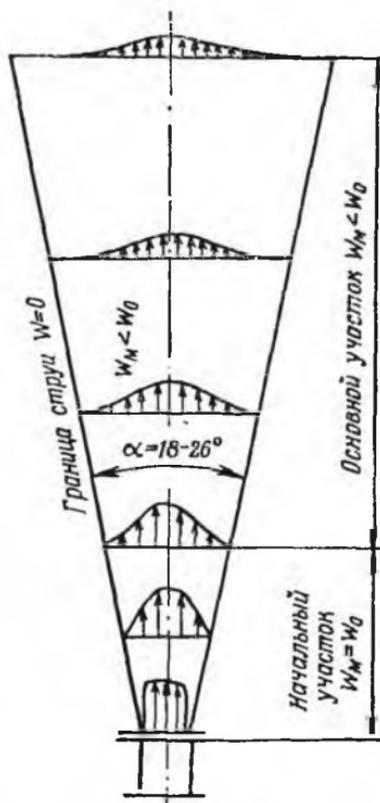


Рис. 38. Схема свободной затопленной струи

равняется начальной скорости входа ω_0 . Вследствие газообмена между струей и окружающим ее газом прилежащий газ втягивается в струю и скорость струи уменьшается вначале на периферии, а в последующем и в центральных участках. Основной участок струи характеризуется постепенным уменьшением осевой скорости. Угол α , на который расширяется струя, составляет от 18 до 26°. Скорости во всех точках струи являются строго пропорциональной функцией от скорости входа и не зависят от размера входного отверстия. Если выразить скорости и геометрические размеры струи в безразмерных единицах, например в виде отношений скоростей к начальной скорости и отношений размеров к начальному диаметру, то все струи с различными ω_0 и α будут изображаться одинаковой схемой (рис. 38).

Осевую скорость струи ω_m , м/сек, в функции от величины входной скорости ω_0 можно вычислить по формулам Г. Н. Абрамовича.

Для круглой струи

$$\frac{\omega_m}{\omega_0} = \frac{0,96}{\frac{0,16l}{d_0} + 0,29}, \quad (35)$$

для плоской струи

$$\frac{\omega_m}{\omega_0} = \frac{1,2}{\sqrt{\frac{0,22l}{b_0} + 0,41}}. \quad (36)$$

В этих формулах

d_0 — исходный диаметр струи, м;

b_0 — начальная толщина струи, м;

l — расстояние сечения струи от выхода, м.

И. Г. Казанцев, используя данные И. Д. Семикина, построил график, показывающий в безразмерной форме закономерность затухания струи газа, истекающей под низким или высоким давлением в свободное газовое пространство (рис. 39). Значение величин на этом графике:

ω_2 — действительная скорость выхода струи сжатого газа из концевого отверстия сопла, м/сек;

ω_x — действительная скорость по оси струи на расстоянии x_2 , м, от выходного конца сопла, м/сек;

d_2 — диаметр концевого отверстия сопла, м;

B — безразмерный коэффициент динамики свободной струи:

$$B = \frac{\omega_x}{\omega_2} \frac{x_2}{d_2};$$

ρ_{cp} — плотность среды, в которую происходит истечение, кг/м³;

ρ_2 — плотность истекающего газа, кг/м³.

По этому графику можно определить значение $\frac{w_x}{w_2}$ и B в зависимости от $\frac{\rho_{cp}}{\rho_2}$ и $\frac{x_2}{d_2}$.

При соударении свободных струй происходит изменение их формы и перемешивание. Как показал В. И. Миткалинный, две спутные струи, направленные под углом

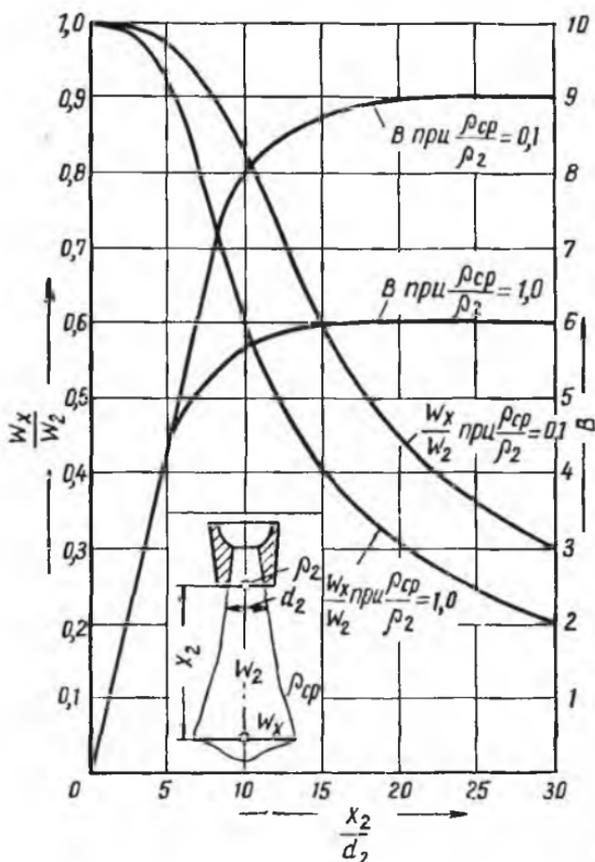


Рис. 39. Закономерности затухания свободной струи

одна к другой, как бы сплюсциваются в плоскости угла встречи и, наоборот, расширяются в перпендикулярном направлении (рис. 40). Чем больше угол встречи, тем сильнее деформация струй в плоскости угла встречи. Слившиеся струи в дальнейшем распространяются как одиночная струя, направление которой определяется соотношением количеств движений обеих струй. Струи перемешиваются тем интенсивнее, чем больше их начальные скорости и угол встречи.

Несвободные или ограниченные, струи разделяются по степени их ограничения на частично и полностью

ограниченные. При частичном ограничении струи только часть ее соприкасается с твердой поверхностью, в то время как для полностью ограниченной струи она со всех сторон окружена поверхностями.

1. Если струя протекает вдоль параллельно расположенной плоскости, то поверхность струи, соприкасающейся с газами,

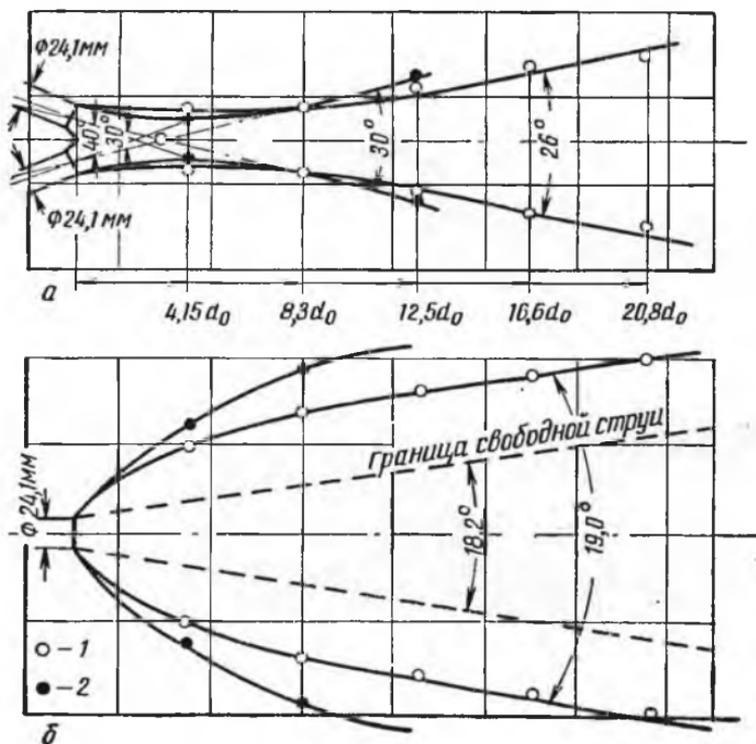


Рис. 40. Соударение двух круглых струй:

a — вертикальное сечение; *б* — горизонтальное сечение; 1 — угол встречи $\alpha = 30^\circ$; 2 — угол встречи $\alpha = 40^\circ$

сокращается, вследствие чего уменьшается вовлечение газов в струю. В результате этого скорости в струе уменьшаются медленнее и дальность струи вдоль плоскости увеличивается. Угол раскрытия такой настильной струи по отношению к плоскости уменьшается до $15\text{--}16^\circ$, зато она растекается по плоскости под углом около 30° .

2. Если струя направлена на плоскость под углом α (рис. 41), то деформация струи возрастает с увеличением α . При этом поле скоростей в поперечных сечениях струи перестраивается так, что максимум скоростей приближается к плоскости. Растекание струи по плоскости также усиливается с ростом величины α .

При этом возникает давление струи на плоскость, средняя величина которого, как показывают исследования, может быть определена по формуле

$$p_{\alpha}^{cp} = \frac{2\omega^2\rho}{2} \sin^2 \alpha \text{ кг/м}^2, \quad (37)$$

где ω — средняя действительная скорость струи в момент ее встречи с плоскостью, м/сек;

ρ — плотность газа в струе, кг·сек²/м⁴.

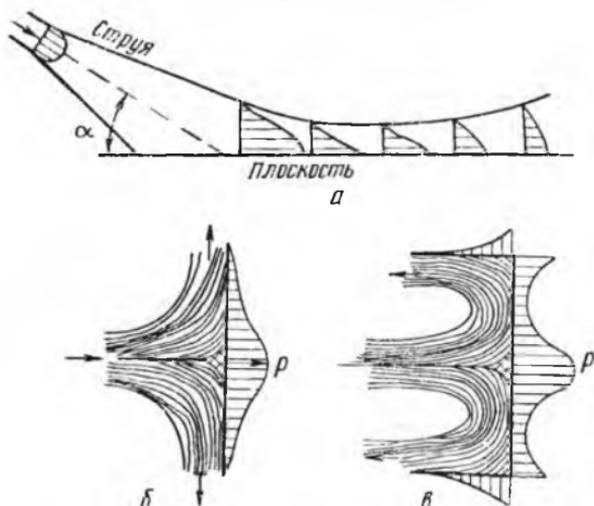


Рис. 41. Струя, ограниченная плоскостью:

a — плоскость под углом к оси струи $\alpha < 90^\circ$; *б* — $\alpha = 90^\circ$; *в* — $\alpha = 90^\circ$, струя направлена в тупик

Для струи, ударяющейся в плоскость, расположенную перпендикулярно ее оси, т. е. при $\sin \alpha = 1$ (рис. 41, б),

$$p_{\alpha}^{cp} = \frac{2\omega\rho}{2} \text{ кг/м}^2,$$

т. е. давление струи на плоскость в этом случае измеряется удвоенным ее динамическим напором.

Для струи, ударяющейся в тупик (рис. 41, в), давление на стенку без учета потерь возрастает до величины

$$p_{\alpha}^{cp} = 4 \frac{\omega^2\rho}{2} \text{ кг/м}^2$$

3. Если струя входит в открытую с обоих концов трубу (рис. 42), то кинетическая энергия струи не может быть полностью использована на вовлечение в движение окружающей среды и поэтому частично превращается в потенциальную, создавая давление или разрежение. На этом принципе построены струйные приборы, широко применяемые в технике: инжекторы, служащие для

гнетания жидкости или газа на выходе из трубы; эжекторы, служащие для удаления газа или жидкости на входе в трубу. Коэффициент полезного действия струйных приборов невелик и колеблется от 0,1 до 0,3, причем максимальная величина к. п. д. достигается при условии установки на выходе трубы диффузора с углом раскрытия 6—7°, что позволяет уменьшить кинетическую энергию истекающей смеси и вследствие этого увеличить ее массу.

В печах, отапливаемых пылевидным, жидким или газообразным топливом, струи образуются в результате истечения топливоздушных смесей из горелок или форсунок. Если размеры рабочего пространства печей ограничены, то движение газов в нем сильно зависит от характеристики струй. Если размеры рабочего пространства велики, как в

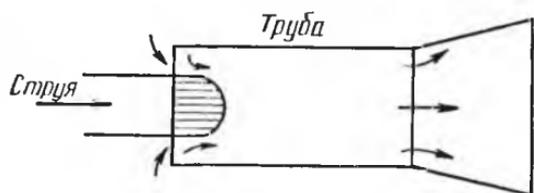


Рис. 42. Схема эжектора

отражательных или барабанных печах цветной металлургии, влияющие струи, истекающих из горелок, на механику газов в рабочем пространстве печей ограничивается сравнительно небольшим участком, прилегающим к топочному концу печи. Наблюдение за работой печей, а также расчеты по формулам (35) и (36) или по графику рис. 39 показывают, что свободные струи от горелок при обычных для горелок значениях ω_0 и d_0 теряют свои очертания, выравнивают скорость движения со скоростью газов в печи и сливаются с газовым потоком печи на расстоянии 3—10 м от места истечения, что определяет размеры зон рабочего пространства печи, на протяжении которых горелки и форсунки серьезно влияют на циркуляцию газов, распределение скоростей и давлений и т. п.

Движение газов в свободном газовом пространстве печей наиболее доступно для изучения на моделях и в заводских условиях, что позволило для многих печей выявить картину движения газов, определить сопротивление печей и отдельных участков и установить оптимальные геометрические формы рабочего пространства, обеспечивающие наилучшие условия движения газов.

В отражательных печах газы движутся в основном по законам турбулентного потока в прямолинейном, целиком заполненном канале (рис. 43). В голове печи около топочной стенки газовый поток отрывается от свода и ванны и образуются застойные зоны с вялым и неорганизованным движением газов. Зона действия горелок ограничена и определяется расстоянием от топочной стенки 4—8 м. За пределами этого расстояния видимые очертания факела горелок теряются и движущиеся газы сливаются в общий поток, заполняющий все пламенное пространство печи. В дальнейшем этот поток газов движется прямолинейно до хвостового

вой части без особых его нарушений. Около откосов шихты и в особенности около участков их, обращенных к хвосту печи, наблюдаются завихрения и небольшие застойные зоны. В хвостовой части печи, оборудованной восстающим газоотводом, газовый поток отрывается от ванны, в результате чего в районе выпуска шлака образуется застойная зона с вялым неорганизованным вихревым

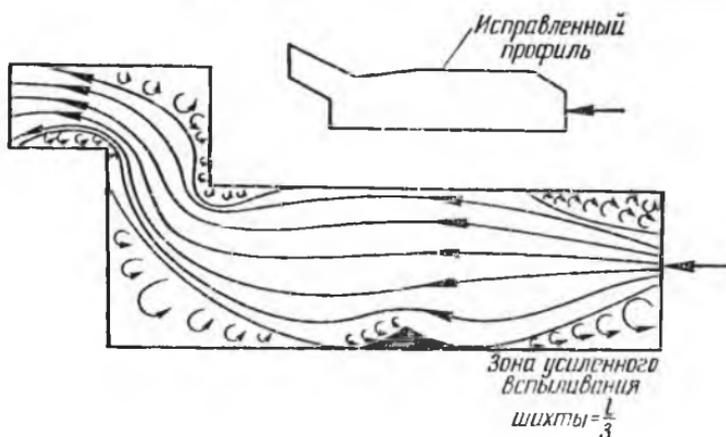


Рис. 43. Картина движения газов в отражательных печах

движением газов. Наблюдается усиленное трение газов об угловой выступ кладки, образующийся от сопряжения свода печи с передней вертикальной стенкой газохода, и происходит потеря напора от резкого изменения направления и формы газового потока. В восстающем газоотводе при прямоугольной его конфигурации



Рис. 44. Картина движения газов в барабанных вращающихся печах без внутренних теплообменных устройств

имеются застойные зоны, образующиеся около углов. С целью улучшения условий движения газов и ликвидации застойных зон для отражательных печей рекомендуется исправленный профиль, показанный на рис. 43.

В барабанных печах без внутренних теплообменных устройств картина движения газов весьма проста и представляет обычный турбулентный поток в прямом канале. (рис. 44). Прямолинейный поток газов, выходящий из топочной части печи, движется по направлению к загрузочной головке, не встречая на своем

пути препятствий. Максимальная скорость наблюдается на участках, прилежащих к оси барабана, а минимальная — у стенок и поверхности шихты. Вращение печи заметно влияет на движение газов в барабанных печах.

В печах с ограниченными размерами рабочего пространства, например в сварочной камере методической печи длиной 4,2 м (рис. 45), наблюдается весьма ярко выраженное влияние факела форсунок на картину движения газов и распределение давления. При изменении расположе-

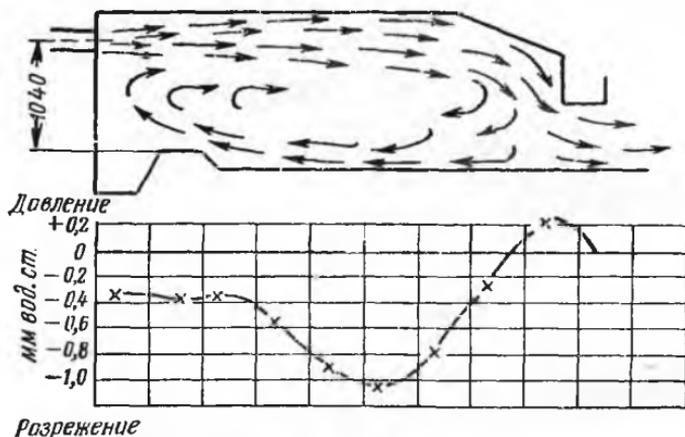


Рис. 45. Картина движения газов и распределение давления в сварочной камере методической печи при высоком расположении форсунок

ния форсунок, например при опускании их вниз, картина движения и распределения давления резко изменяется.

Гидравлическое сопротивление $h_{\text{пот}}$, мм вод. ст., для печей цветной металлургии с движением газов в свободном газовом пространстве может определяться по формуле

$$h_{\text{пот}} = k\omega_i^2, \quad (38)$$

где ω_i — действительная средняя скорость газов в печи, м/сек;

k — коэффициент, $\text{кг} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^4$; для отражательных печей $k = 0,08$, для барабанных печей без внутренних перегородок и цепей $k = 0,01L$ (L — длина печи, м).

Большое значение для работы печей имеет скорость газов в свободном газовом пространстве ω_i . Увеличение скорости, выгодное для горения топлива и теплообмена конвекцией и позволяющее уменьшить затраты на сооружение печей, лимитируется для многих печей цветной металлургии недопустимым усилением уноса в виде пыли мелких материалов шихты, а также возрастанием гидравлического сопротивления печей. Поэтому большинство печей работает в настоящее время на умеренных скоростях: $\omega_i = 4 \div 8$ м/сек.

9. Движение газов через слой кусковых материалов

Движение газов через слой кусковых материалов происходит в шахтных печах и печах для обжига в кипящем слое. Эта разновидность движения газов значительно сложнее, чем движение газов в свободном пространстве, труднее поддается наблюдениям и поэтому менее изучена. Слой кусковых материалов представляет

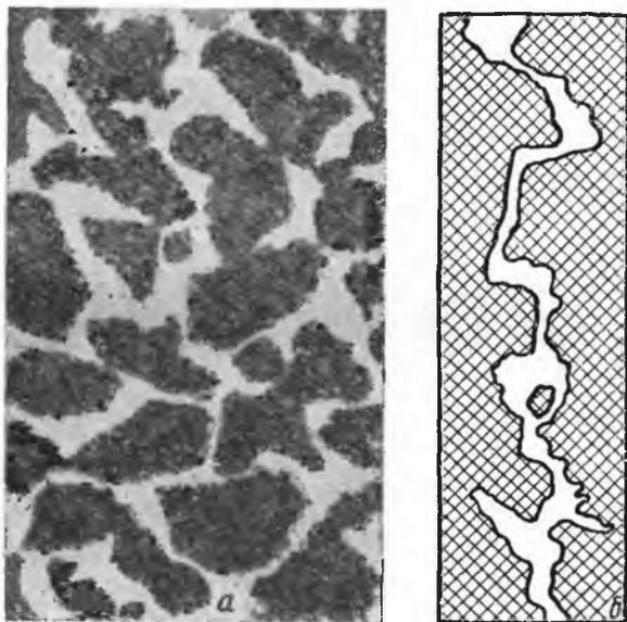


Рис. 46. Фотография продольного сечения слоя кокса, залитого парафином;

a — разрез по слою; *b* — конфигурация одного из каналов в этом слое

собой очень сложный, лабиринтообразный газовый тракт, составленный из большого числа извилистых каналов переменного сечения (рис. 46), конфигурация которых меняется в пространстве и во времени. При увеличении скорости движения газов через слой кусковых материалов он может утратить неподвижность и перейти в состояние движения.

Общая характеристика поведения слоя кусковых материалов при продувке слоя воздухом, выраженная в безразмерной, так называемой критериальной форме представлена на рис. 47. По оси абсцисс отложены значения критерия Рейнольдса Re для газового потока, проходящего через слой. Так как неровности газовых каналов в слое затрудняют вычисление истинного значения Re , то для слоя принято определять Re

по скорости газа, вычисленной по свободному сечению шахты, а вместо гидравлического диаметра канала подставляют диаметр среднего куска материалов. Вследствие многочисленных факторов, турбулизирующих газовый поток в слое, и условного значения для него критерия Рейнольдса переход от ламинарного движения к турбулентному происходит здесь при очень малых значениях

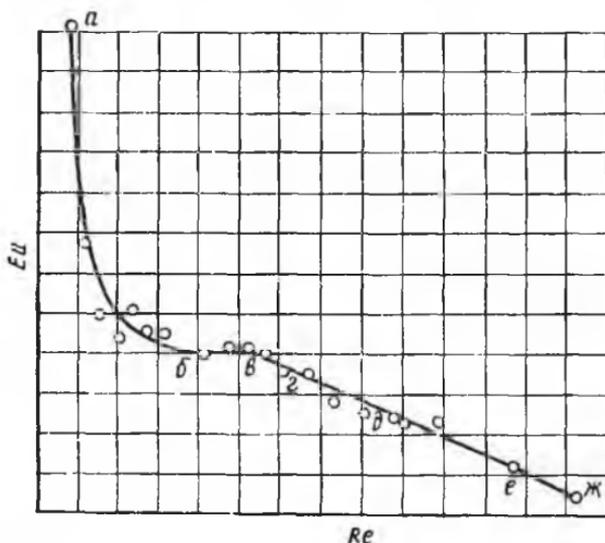


Рис. 47. Общая характеристика поведения кусковых материалов в слое при продувке воздухом

условного $Re \approx 100$. По оси ординат отложены значения критерия Эйлера Eu , выражающего в безразмерной форме гидравлическое сопротивление газового тракта:

$$Eu = \frac{\Delta p}{w_t^2 \rho}, \quad (39)$$

где Δp — перепад давления в слое, мм вод. ст.;

w_t — действительная скорость газов, вычисленная на свободное сечение шахты, м/сек;

ρ — плотность газов, кг·сек²/м⁴.

Как видно из графика рис. 47, состояние слоя кусковых материалов при прохождении через него газов характеризуется двумя качественно различными областями. В левой части графика при ограниченных значениях Re располагается область неподвижного стабильного состояния слоя, представленного участком кривой abv . Куски материала в этой области неподвижны и критерияльная кривая представляет типичный случай сложного гидравлического сопротивления с явно выраженным участком bv , на котором значение критерия Eu постоянно и не зависит от значе-

ния критерия *Re*. Этот участок носит название области автомодельности, о чем более подробно будет изложено в гл. 6. Около точки в стабильность слоя нарушается, и в правой части графика при возрастающих значениях критерия Рейнольдса располагается область не ста б и л ь н о г о с о с т о я н и я, представленная участком кривой *вж*. Эта область характеризуется уже некоторой подвижностью кусков материалов в слое, усиливающейся с увеличением значения *Re* (т. е. с увеличением скорости газов). В области не ста б и л ь н о г о с о с т о я н и я слоя можно различить несколько участков, которые характеризуются различной степенью не ста б и л ь н о с т и. Участок не ста б и л ь н о г о с о с т о я н и я *вз*, следующий сразу же за точкой *в*, назван участком первой степени не ста б и л ь н о с т и. Состояние слоя при этом характеризуется постепенным увеличением его толщины, слой как бы вспухает. Приходят в движение также отдельные куски и образуются воронки и продувы. При дальнейшем увеличении значения *Re* в результате повышения количества газов, проходящих через слой, состояние слоя изменяется и не ста б и л ь н о с т ь его усиливается. Наступает вторая степень не ста б и л ь н о с т и, характеризуемая вторым участком — *зд*, которая связана с еще большим вспуханием слоя и активным непрерывным циркуляционным движением всех кусков, выбрасываемыми сначала отдельных кусков, а затем и целых слоев материала. Это состояние слоя может быть определено как его кипение. Дальнейшее увеличение *Re* приводит к третьей степени не ста б и л ь н о с т и (участок *де*), при которой куски выбрасываются далеко за пределы слоя. Четвертая степень не ста б и л ь н о с т и (участок *еж*) характеризуется переходом всего материала во взвешенное состояние в виде непрерывно двигающейся аэросмеси очень малой плотности. Это состояние материала может быть определено как витание.

Каждое из описанных состояний слоя кусковых материалов связано с определенным количеством воздуха или газов, приходящимся на 1 м^2 поперечного горизонтального сечения слоя, а также зависит от размера кусков и плотности материалов, размеров газовых каналов между кусками и т. д. Для работы шахтных печей очень важно, чтобы газы, проходящие через слой шихты, не вызывали перехода шихтового слоя в не ста б и л ь н о с т ь. Наоборот, для печей, перерабатывающих материалы в кипящем слое, необходимо, чтобы газы, проходящие через слой, переводили его в не ста б и л ь н о с т ь второй степени. Следовательно, крайне необходимо хотя бы приблизительно уметь рассчитывать количество воздуха или газов, которое вызывает переход слоя из ста б и л ь н о г о с о с т о я н и я в не ста б и л ь н о с т ь.

Назовем объем воздуха, приведенный к нормальным условиям, вызывающий переход слоя материалов из ста б и л ь н о г о с о с т о я н и я в не ста б и л ь н о с т ь, — п р е д е л ь н ы м к о л и ч е с т в о м д у т ь я K , $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$. Эта величина для столба шихты, со-

стоящей из нескольких слоев различных кусковых материалов (например, кокса, флюсов, руды), может приблизительно определяться по формуле, выведенной из условия равенства сил тяжести и динамического давления газов, действующих на кусок материала в противоположном направлении¹:

$$K = \frac{172\omega_1}{\varphi} \times \sqrt{\frac{h_1\rho_1 + h_2\rho_2 + \dots \text{ и т. д.}}{\rho_0^r (1 + \beta t_{\text{ср}}^r) \left[\frac{h_1}{l_1} \left(\frac{2\omega_1}{\omega_1 + \omega_2} \right)^2 + \frac{h_2}{l_2} \left(\frac{2\omega_1}{\omega_2 + \omega_3} \right)^2 + \dots \text{ и т. д.} \right]}}. \quad (40)$$

Здесь $\omega_1, \omega_2, \omega_3, \dots$ — величины площади свободных проходов между кусками в слоях шихты, доли единицы; для кокса и окатышей $\omega = 0,215$; для руд, флюсов, шлаков $\omega = 0,15$;

φ — объем газов приведенный к нормальным условиям, образующихся в печи на единицу дутья, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

h_1, h_2 — высота слоев шихты, м ;

ρ_1, ρ_2 — кажущаяся плотность шихтовых материалов, $\text{кг}/\text{м}^3$;

l_1, l_2 — средний размер кусков шихтовых материалов, м ;

ρ_0^r — приведенная плотность газов в слое, $\text{кг}/\text{м}^3$;

$t_{\text{ср}}^r$ — средняя температура газов в столбе шихты, $^{\circ}\text{C}$.

Для простой однослойной однородной шихты формула для K упрощается и принимает вид

$$K = \frac{172\omega}{\varphi} \sqrt{\frac{\rho l}{\rho_0^r (1 + \beta t_{\text{ср}}^r)}}. \quad (41)$$

Для получения достоверных результатов при использовании формул (40) и (41) решающее значение имеет правильное определение средних размеров кусков шихтовых материалов $l_{\text{ср}}$. Обычно заводские шихты состоят из смесей различных по крупности материалов. Экспериментально было установлено, что мелкие фракции шихты, присутствующие в ней в виде равномерной смеси, действуют двояко. С одной стороны, они уменьшают значение среднего диаметра куска смеси, а с другой стороны, заполняя межкусковые промежутки между крупными кусками шихты, они понижают значение ω .

¹ Подробный вывод формул (40) и (41), данный в первом издании книги, здесь опускается.

Попытки учесть это двойное влияние мелочи на снижение стабильности шихты путем теоретических обобщений не увенчались успехом ввиду особой сложности явлений. Наиболее удобной формой обобщения результатов экспериментов по установлению влияния мелочи оказались эмпирические формулы для среднего размера куска смеси $l_{\text{ср}}$, условно учитывающие снижение величины ω при дополнительном уменьшении $l_{\text{ср}}$.

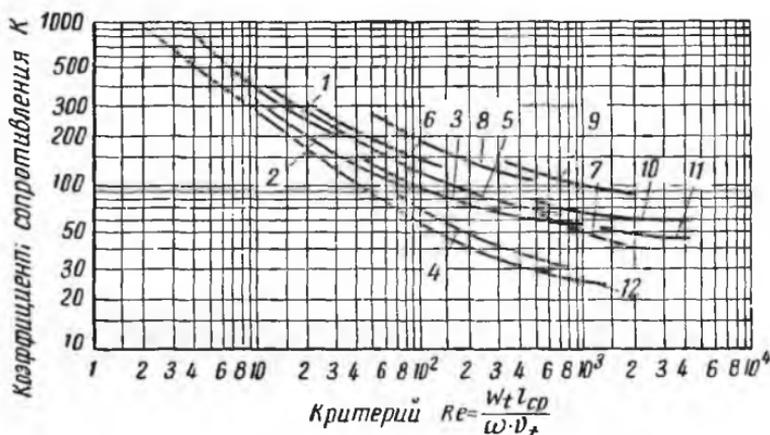


Рис. 48. Коэффициент сопротивления слоя кусковых материалов:

1 — антрацит, $l_{\text{ср}} = 1,5$ мм; 2 — антрацит, $l_{\text{ср}} = 2,5$ мм; 3 — антрацит, $l_{\text{ср}} = 10$ мм; 4 — сланец, $l_{\text{ср}} = 9,5$ мм; 5 — железная руда; 6 — уголь ПЖ, $l_{\text{ср}} = 15$ мм; 7 — агломерат из вращающейся печи; 8 — челябинский уголь; 9 — руда; 10 — агломерат с ленты; 11 — кокс; 12 — дробь

Для смесей, в которых $l_{\text{мел}} \leq 0,415l_{\text{кр}}$, средний размер куска смеси $l_{\text{ср}}$, м, равен при объемном содержании мелких кусков:

10—20%	0,5 $l_{\text{кр}}$ + 0,5 $l_{\text{мел}}$	} (42)
20—30%	0,3 $l_{\text{кр}}$ + 0,7 $l_{\text{мел}}$	
30—50%	0,1 $l_{\text{кр}}$ + 0,9 $l_{\text{мел}}$	
50—70%	0,05 $l_{\text{кр}}$ + 0,95 $l_{\text{мел}}$	

для смесей, в которых $l_{\text{мел}} > 0,415l_{\text{кр}}$,

$$10 - 90\% \dots \dots \dots l_{\text{ср}} = 0,9 [bl_{\text{мел}} + (1 - b)l_{\text{кр}}]. \quad (43)$$

Здесь $l_{\text{кр}}$ — размер крупных кусков, м;

$l_{\text{мел}}$ — размер мелких кусков, м;

b — объемное содержание мелких кусков в смеси, доли единицы.

Как видно, наиболее сильное влияние мелочь оказывает при размере ее кусков $\leq 0,415$ от размера крупных кусков, так как при этом соотношении размеров получается наиболее плотное заполнение межкусковых промежутков.

Гидравлическое сопротивление слоя кусковых материалов может определяться как функция от динамического напора газов, движущихся через слой, по формуле

$$h_{\text{пот}} = k \frac{H}{l_{\text{ср}}} \cdot \frac{\omega_t^2}{2g} \gamma_t \text{ кг/м}^2, \quad (44)$$

где H — высота слоя, м;

$l_{\text{ср}}$ — средний диаметр кусков, м;

ω_t — действительная скорость газов в пустой шахте печи, м/сек;

γ_t — действительный удельный вес газов, кг/м³;

k — коэффициент сопротивления, безразмерный; находится по экспериментальным данным, например по рис. 48.

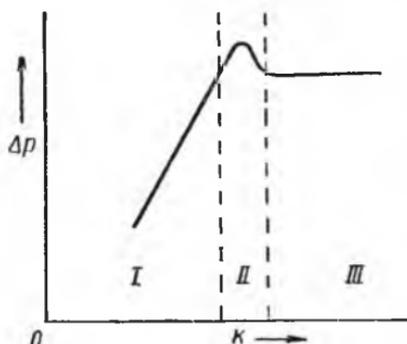


Рис. 49. Перепад давления в слое, переходящем в состояние кипения:

I — стабильное состояние; II — переходное состояние; III — кипение

Гидравлическое сопротивление слоя материала растет по мере увеличения объема и скорости газов, проходящих через слой, до момента нарушения стабильного состояния. В момент перехода слоя в состояние кипения перепад давления в слое после небольшого прыжка вверх становится почти постоянным и не зависящим от количества газов (рис. 49). Замечное увеличение давления наблюдается только при переходе слоя в следующие стадии неустойчивости. Величина перепада давления в кипящем слое может быть средством контроля работы печей наряду с величиной расхода воздуха. Перепад давления в кипящем слое Δp может определяться по формуле

$$\Delta p = H (\gamma_{\text{тв}} - \gamma_{\text{газ}}) (1 - \delta) \text{ мм вод. ст.}, \quad (45)$$

где H — высота слоя, м;

$\gamma_{\text{тв}}$ — удельный вес твердого материала, кг/м³;

$\gamma_{\text{газ}}$ — удельный вес протекающего газа, кг/м³;

δ — объем газа в слое по отношению к общему объему слоя, доли единицы.

10. Движение газов через расплавы

Газы движутся через жидкие, расплавленные массы шлаков, штейнов или металлов в конвертерах, перерабатывающих медные и никелевые штейны и сплавы, в печах для фьюмингования шлаков, а также в различных рафинировочных печах в периоды продувки ванны газообразными реагентами. Для указанных печей движение газов через слой расплавов имеет очень важное значение, так

как оно определяет их производительность и основные показатели работы. К сожалению, закономерности движения газов через расплавы изучены еще весьма слабо.

Воздух или газ в ванну, наполненную расплавами, может подаваться различными способами, показанными на рис. 50.

При погруженном дутье трубки, подающие воздух или газ, вводят прямо в слой расплава снизу, сбоку или сверху (положения *a*, *b*, *в*). При таком расположении трубок струя газа или воздуха истекает прямо в жидкий расплав, плотность которого в несколько тысяч раз выше плотности воздуха. На очень малом расстоянии от входа воздуха струя его быстро теряет свои

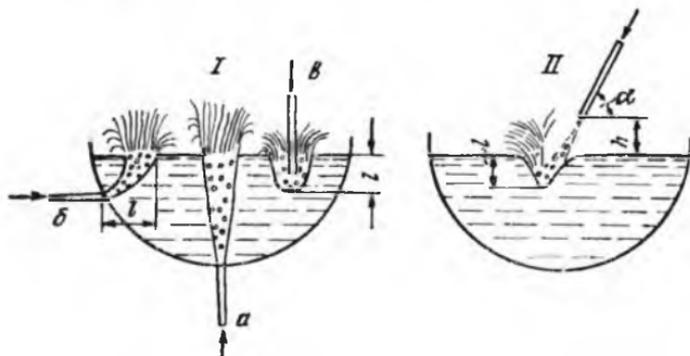


Рис. 50. Способы подвода дутья в слой расплава:

I — погруженное дутье; *II* — поверхностное дутье

очертания, и воздух перемешивается с жидкостью, образуя газо-жидкостную пенообразную аэросмесь, включающую в себя мелкие пузырьки воздуха. Эта аэросмесь под действием архимедовых сил всплывает в форме постепенно расширяющегося конуса выбрасывается из слоя расплава, увлекая при этом крупные брызги жидкости. Вследствие большого значения архимедовых сил всплывания проникновение струи воздуха или газа в слой расплава весьма ограничено даже при достаточно высоком давлении истечения. По этой причине активно продуваемые участки ванны также весьма ограничены по размерам и находятся у мест ввода воздуха или газа. Наибольшие размеры активная зона продувки имеет при нижнем подводе дутья (рис. 50, *a*). Главные преимущества погруженного дутья — высокая степень полезного усвоения воздуха или газа расплавами, достигающая 95—100%, и сравнительно небольшое давление дутья. Главные недостатки погруженного дутья — образование постепенно увеличивающейся настыли на входе струи, требующей частого механического ее удаления (сбивания ломком), а также усиленный износ футеровки ванны и трубок на участках, прилежащих к входу струи.

При поверхностном дутье трубка, подводящая воздух или газ, располагается над поверхностью ванны (рис. 50)

на высоте от зеркала ванны $h = 0,3 \div 0,9$ м и под углом к горизонту $\alpha = 30 \div 90^\circ$. Струя воздуха, истекающая из трубки, на участке от конца трубки до поверхности ванны подчиняется описанным выше закономерностям истечения газов через отверстия и закономерностям свободной струи. Далее, при соприкосновении свободной струи с жидкой ванной под влиянием живой силы струи в верхнем слое расплава образуется воронка, наполненная газожидкостной аэрозолью, включающей в себя пузырьки воздуха и капли расплава. Слой жидкости, находящиеся на стенках воронки, срываются и вместе с аэрозолью выбрасываются на поверхность ванны. Глубина проникновения струи в ванну l и здесь весьма ограничена вследствие большой противодействующей силы всплывания. Глубина проникновения l уменьшается с понижением давления истечения, с увеличением высоты расположения трубки h и уменьшением угла α . Главные преимущества поверхностного дутья: уменьшенное настылеобразование на дутьевой трубке, зависящее только от ее забрызгивания, повышение срока службы футеровки ванны по сравнению с погруженным дутьем, а также независимость работы дутьевого устройства от состояния ванны. Главные недостатки поверхностного дутья — повышенное давление воздуха или газа и меньшая степень усвоения воздуха или газа ванной. Поверхностное дутье особенно рекомендуется для сильно агрессивных газов, которые могут активно разрушать трубки и футеровку, в частности для воздуха, обогащенного кислородом. Для печей цветной металлургии наибольшее практическое значение имеет погруженное дутье с боковым подводом и поверхностное дутье.

Погруженное дутье при боковом подводе воздуха исследовалось на моделях и заводских конвертерах Л. М. Шалыгиным. С помощью метода моделирования и заводских экспериментов была получена формула для расчета объема воздуха, проникающего в расплав при боковом подводе:

$$V_0^{уд} = 27,3 \sqrt{\frac{(p_1 - p_2)(p_1 - p_0)}{CT}}, \quad (46)$$

где $V_0^{уд}$ — объем воздуха, приведенный к нормальным условиям (0° С и 760 мм рт. ст.), проходящий через фурму в расплав $м^3/(см^2 \cdot мин)$;

p_1 — избыточное давление воздуха в воздухоподводящем коллекторе, $кг/см^2$; обычно $p_1 = 1,1 \div 1,3$ $кг/см^2$;

p_2 — противодействие слоя расплава над фурмой, $кг/см^2$; обычно $p_2 = 0,3$ $кг/см^2$.

Величина p_2 определяется по удельному весу расплава γ , $кг/м^3$, и высоте расплава над фурмами h , м, из выражения $p_2 = \gamma h$;

p_0 — атмосферное давление, $кг/см^2$; $p_0 = 1$ $кг/см^2$;

T — температура воздуха в коллекторе, °К; обычно $T = 333 + 343$ °К;

C — коэффициент, характеризующий гидравлическое сопротивление фурмы и фурменного рукава. Значение C колеблется от 3 до 7. Меньшие значения C относятся к улучшенной обтекаемой конструкции фурм и увеличенным сечениям рукавов.

Если воздух подается в ванну через n фурменных трубок, каждая сечением F , см², то общий объем воздуха V , м³/мин, поступающий в ванну, будет

$$V = V_0^{\gamma n} n F. \quad (47)$$

Как видно из формул (46) и (47), количество воздуха, проникающее в расплав при боковом погруженном подводе дутья, зависит от давления воздуха, противодействия слоя расплава, сопротивления фурменного устройства, числа и сечения фурм. Формула (46) учитывает процесс зарастания фурменных трубок настылями, образующимися вследствие резкого охлаждения расплава струей входящего воздуха, и периодическую очистку фурм от этих настылей.

Газы выходят из слоя расплава через воронки, образующиеся на поверхности слоя, и при выходе увлекают за собой капли расплава. Над поверхностью ванны образуются своеобразные фонтаны, состоящие из смеси газов и брызг. Чем больше воздуха поступает в слой расплава, тем интенсивнее становятся выбросы массы из слоя, которые могут достигать катастрофических размеров. Чрезмерное усиление выбросов из ванны лимитирует количество воздуха или газа, подаваемого в расплавы. Наблюдения за поведением жидкой ванны при ее продувке воздухом показывают, что катастрофический выброс расплава из слоя зависит от количества поступающего воздуха и от состояния и свойств расплава в ванне. Пока еще нет уравнения или формулы, с помощью которых можно было бы рассчитать предельное количество дутья, при котором будет наступать явление катастрофического выброса массы из слоя расплава, подобно тому, как это сделано для слоя кусковых материалов. Практические заводские наблюдения показывают, что, например, для конвертеров, производящих продувку медных и никелевых штейнов с помощью боковых погруженных в расплав фурм, катастрофические выбросы возникают при поступлении в слой штейна воздуха в количестве более чем $30 \text{ м}^3/(\text{м}^3 \cdot \text{мин})$ по отношению к объему расплава, или $10 \text{ м}^3/(\text{м}^3 \cdot \text{мин})$ по отношению к рабочему объему конвертера.

Поверхностное дутье исследовалось на моделях И. Г. Казанцевым, Г. П. Иванцовым, В. И. Баптизманским и др.

Количество воздуха, кислорода или газа, поступающее в расплав при поверхностном дутье, можно рассчитать по формулам истечения газа из отверстий в зависимости от упругости дутья (31),

(33), (34) или по графику рис. 37. Так как не весь воздух, поступающий в расплав при поверхностном дутье, усваивается слоем расплава, необходимо при расчете учитывать коэффициент усвоения, определяемый экспериментальным путем. Так же как и при погруженном, при поверхностном дутье количество подаваемого в расплав дутья ограничивается катастрофическим возрастанием выбросов расплава из слоя, наступающим при поступлении в слой слишком большого количества воздуха. Однако пока еще этот вопрос не исследован и нет физико-математического его описания. Весьма большое значение при поверхностном подводе дутья имеют угол наклона сопла к горизонту α и расстояние сопла от поверхности расплава h . Опыты, проведенные в лаборатории печей Ленинградского горного института, показали, что чем больше α и меньше h , тем выше коэффициент усвоения дутья расплавом, но одновременно с этим ухудшаются условия работы сопла вследствие усиленного заплескивания брызгами и увеличения теплового потока, поступающего на его поверхность.

Давление, или пьезометрический напор, которым обладает воздух или газ, внедряющийся в слой расплава, почти полностью расходуется на преодоление сопротивления слоя расплава и на работу по циркуляции расплава независимо от способов подведения дутья. Поэтому в газовом объеме над слоем продуваемого расплава давление весьма незначительно отличается от атмосферного.

И. Г. Казанцев на основе опытов моделирования предложил формулу для определения глубины проникновения в слой расплава воздушной вертикально направленной струи l , m :

$$l = 0,23x_2 Ar n. \quad (48)$$

Здесь x_2 — расстояние от воздушного сопла до поверхности ванны, m ; $x_2 > 0$;

Ar — критерий Архимеда, для данного случая вычисляются по уравнению

$$Ar = 0,22 \frac{\rho_{\text{газ}}}{x_2 \rho_{\text{распл}}} \left(\frac{B w_2}{d_2} \right)^2,$$

где $\rho_{\text{газ}}$, $\rho_{\text{распл}}$ — плотности газа и расплава, $кг/м^3$;
 w_2 — скорость газа на выходе из сопла, $м/сек$;
 d_2 — диаметр выходного отверстия сопла, $м$;
 B — коэффициент динамики свободной струи, находится по графику рис. 39 по значениям $\frac{x_2}{d_2}$

$$\text{и } \frac{\rho_{\text{ср}}}{\rho_{\text{газ}}};$$

$\rho_{\text{ср}}$ — плотность газовой среды, заполняющей пространство между концом сопла и ванной, $кг/м^3$;

n — коэффициент проникновения струи, зависящий от Ar и определяемый по графику рис. 51, справедливому для всех расплавов с вязкостью, равной вязкости воды (динамическая вязкость μ_t : воды при 20°C $0,0001 \text{ кг}\cdot\text{сек}/\text{м}^2$; расплавленных стали и чугуна $0,0001—0,0003 \text{ кг}\cdot\text{сек}/\text{м}^2$, медного штейна при 1250°C $0,001—0,0015 \text{ кг}\cdot\text{сек}/\text{м}^2$).

Опыт работы конвертеров показывает, что для надежной и интенсивной работы фурм при погруженном подводе дутья избыточное

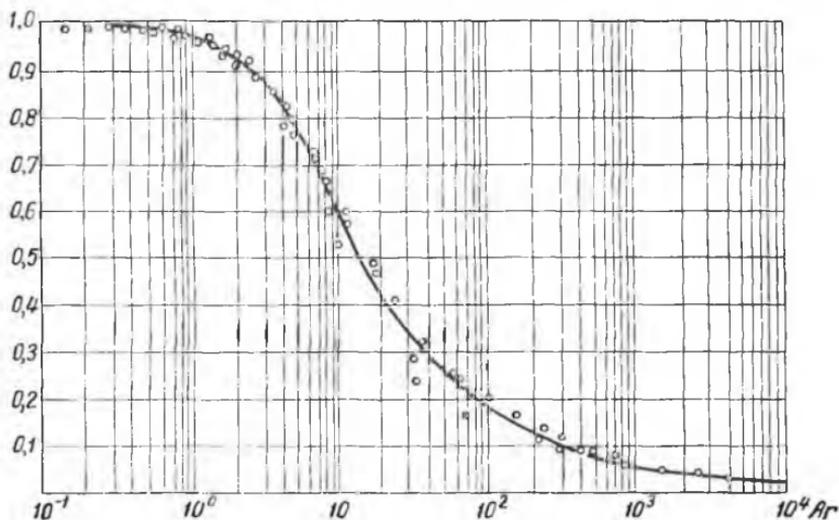


Рис. 51. Зависимость коэффициента проникновения струи газа в слой жидкости

давление воздуха в фурмах должно быть не ниже $0,9—1,2 \text{ кг}/\text{см}^2$. При поверхностном непогруженном дутье для получения достаточного проникновения воздуха в расплав требуется избыточное давление воздуха в сопле $4—10 \text{ кг}/\text{см}^2$.

11. Движение твердых и жидких материалов

Движение твердых и жидких материалов в металлургических печах — весьма важный процесс, существенно влияющий на показатели работы и конструкцию печей, особенно если от движения материалов зависят: величина активной поверхности, участвующей в физико-химическом или теплообменном процессах; время пребывания материала в различных зонах печей; теплообмен в печах, унос пыли и т. п. Изучение характера и закономерностей движения материалов в металлургических печах находится в са-

мой начальной стадии, так как до самого последнего времени этому процессу не уделяли необходимого внимания.

Из всего многообразия движения материалов в печах можно выделить следующие наиболее характерные его разновидности:

1. Для твердых материалов — движение, происходящее по причине:

- а) перегревания и пересыпания материала;
- б) прохождения газов через слой материала;
- в) выплавления или газификации слоев материала;

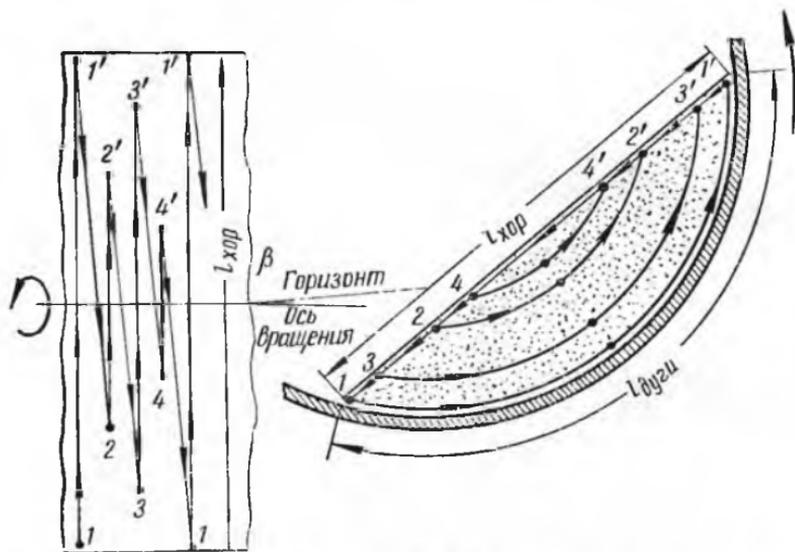


Рис. 52. Движение материалов в барабанных вращающихся печах

г) увлечения газовыми потоками мелких частиц материала.
2. Для жидких материалов — движение, происходящее по причине:

- а) естественной или принудительной конвекции расплавов;
- б) прохождения газов через слой расплава;
- в) различных плотностей расплавов;
- г) механического перемешивания расплава.

Рассмотрим вначале некоторые закономерности движения в печах твердых материалов.

Движение твердых мелкокусковых материалов в слое в результате перегревания и пересыпания — основной процесс для многоподовых и барабанных обжиговых печей.

В барабанных вращающихся печах шихта располагается в виде сегмента толщиной 300—800 мм, прилежащего к стороне вращения барабана (рис. 52). Угол наклона хорды сегмента близок к углу естественного откоса перерабатываемых материалов и в среднем

составляет $27—35^\circ$. Сечение барабана заполняется шихтой обычно на $10—20\%$, при этом длина хорды $l_{\text{хор}}$ равна $0,7—0,8$ диаметра барабана.

Активная поверхность материала, непосредственно соприкасающаяся с газовой фазой, для печей без перегревающих устройств приблизительно определяется наклонной плоскостью, образованной хордой сегмента и длиной барабана печи. В печах с перегревающими лопастями шихта, кроме того, ссыпается струями, что увеличивает активную поверхность на величину двусторонних поверхностей струй. Частицы шихты в барабанных печах движутся по сложной траектории, слагающейся из перемещений в плоскости вращения барабана и из перемещений вдоль оси барабана (рис. 52). Частичка шихты, находящаяся в нижней части сегмента в точке 1 , при вращении барабана перемещается внутри слоя шихты по дуговой траектории $1—1'$. Далее из точки $1'$ частичка под действием силы тяжести скатывается по наклонной поверхности шихты в точку 2 , а из нее вновь поднимается внутри слоя по траектории $2—2'$ и выходит на поверхность в точке $2'$ и т. д.

Таким образом, движение шихты состоит из подъемов частичек внутри слоя и скатываний их по открытой поверхности вниз. Никакой строгой закономерности в движении отдельных частичек при этом не наблюдается из-за многообразия факторов, влияющих на движение, и, в частности, зависимости движения от огромного числа возможных комбинаций взаимного расположения кусков шихты в слое. Частички скатываются по открытой поверхности с уклоном в сторону наклона барабана, вследствие чего обеспечивается поступательное движение шихты вдоль оси барабана.

По открытой поверхности шихта движется в виде периодических лавинообразных скатываний порций шихты из верхней части сегмента в нижнюю его часть (рис. 53). Пока открытая поверхность шихты находится к горизонтальной плоскости под углом меньше динамического угла естественного откоса β , никакого движения на поверхности нет. Допустим, что это положение определяется на схеме линией CC . При вращении барабана поверхность шихты из положения CC постепенно перемещается в положение, определяемое линией AA , расположенной к горизонту под углом β . В момент достижения шихтой положения AA поверхностный слой шихты, располагающийся в верхней части сегмента, отрывается и лавинообразно скатывается в нижнюю часть. Количество ссыпающейся шихты показано на схеме рис. 53 контуром AOB , характеризующимся углом ζ , который можно назвать углом скалывания шихты. После быстрого ссыпания порции шихты вниз поверхность шихты вновь неподвижна, так как угол ее наклона к горизонту ψ меньше, чем β , на величину угла скалывания ζ . Пока барабан печи не повернется на этот угол и поверхность шихты вновь не займет положения AA , никакого движения частичек на открытой поверхности не произойдет. По до-

стижении шихтой положения AA вновь сыпается участок AOB и т. д. Следовательно, движение шихты на открытой поверхности характеризуется периодическими ссыпаниями верхнего поверхностного слоя вниз, между которыми открытая поверхность шихты неподвижна. При каждом ссыпании шихты обновляется активная поверхность и обнажаются новые слои. Экспериментальное определение угла скалывания ζ показало, что он зависит от физических свойств материалов шихты и числа оборотов барабана. При наиболее характерном для барабанных печей числе оборотов $n =$

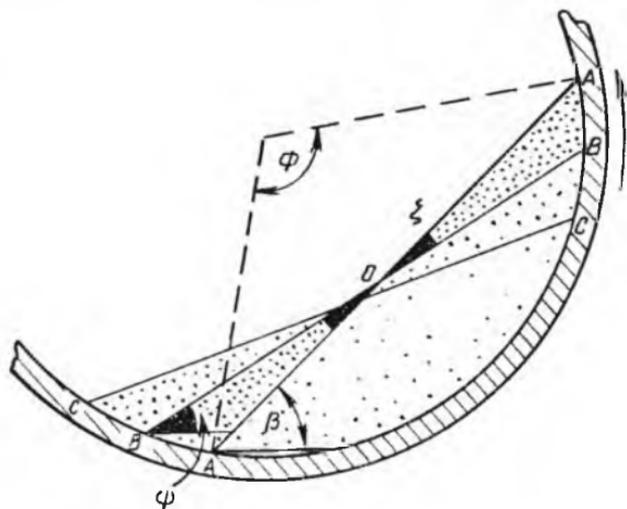


Рис. 53. Механизм пересыпания шихты в барабанной печи

$= 1 \div 2$ значение $\zeta = 10 \div 12^\circ$. При возрастании числа оборотов до 3—5 значение угла скалывания резко падает до нуля вследствие качественного изменения характера пересыпания шихты и перехода его от периодических пересыпаний к непрерывному движению. Характерно, что динамический угол естественного откоса материала в печи β превосходит статический угол естественного откоса материала ψ примерно на величину угла скалывания ζ .

Производительность барабанных печей как транспортных устройств выражается формулой, полученной на основании ранее выведенного основного уравнения движения твердых и жидких материалов:

$$M = \varphi \frac{\pi D}{4} \omega_m \rho \text{ кг/ч}, \quad (49)$$

где M — производительность данного участка печи по шихте, кг/ч ;

φ — коэффициент заполнения поперечного сечения печи материалом, доли единицы;

D — внутренний диаметр печи, м;
 ω_m — средняя по слою скорость поступательного движения шихты, м/ч;
 ρ — насыпная масса шихты в печи, кг/м³.

Для определения скорости поступательного движения шихты вдоль оси барабана ω_m , м/ч, входящей в формулу (49), было предложено большое число формул, некоторые из них приводятся ниже. Формула А. П. Ворошилова:

$$\omega_m = 3600 \frac{\pi}{45} Dn \frac{\sin^3 \frac{\Phi}{2}}{\Phi - \sin \Phi} \frac{\sin \alpha}{\sqrt{\sin^2 \beta - \sin^2 \alpha}}. \quad (50)$$

Формула Е. А. Ходорова:

$$\omega_m = 3600 \left\{ \left[1 + 0,00257 \frac{60\Phi}{n} \sqrt{\frac{9,81 (\sin \beta - \operatorname{tg} \psi \cdot \cos \beta)}{D \sin \frac{\Phi}{2}}} \right] \times \right. \\ \left. \times \frac{\pi Dn}{45} \cdot \frac{\sin^3 \frac{\Phi}{2} \sin \alpha}{(\Phi - \sin \Phi) \sin \beta} \right\}. \quad (51)$$

Формула Р. Байярда:

$$\omega_m = 194 \frac{Dni}{24 + \beta}. \quad (52)$$

Формула, проверенная в ЛГИ на моделях,

$$\omega_m = 5,78 Dn. \quad (53)$$

В этих формулах

D — диаметр печи по внутренней поверхности футеровки, м.
 Для случая значительного заполнения печи шихтой (при $\Phi > 0,25$) вместо D надо подставлять $D_{\text{пр}}$, рассчитанный по свободному от шихты сечению печи;
 n — число оборотов печи, об/мин;
 Φ — центральный угол сегмента, занятого материалом, рад;
 α — угол наклона оси печи к горизонту, град;
 i — то же, %;
 β — динамический угол откоса материала в печи, град.;
 ψ — статический угол откоса материала в печи, град.

По формулам (49—53) можно рассчитать скорость движения шихты в барабанной печи, производительность печи как транспортного устройства или коэффициент заполнения печи шихтой ϕ (по величинам M и ω_m). По величине ω_m и длине отдельных зон печи l , м, можно определить время пребывания материала в зоне $\tau = l/\omega_m$, ч или, наоборот, по величине τ определить необходимую длину зоны l , м.

На механику движения шихтовых материалов в барабанных печах наиболее влияет: питание печей шихтой, число оборотов

печи, угол наклона печи, наличие перегребающих лопастей, насыпная масса и крупность кусков шихты.

Исследования показывают, что величина активной поверхности барабанной печи за один оборот определяется главным образом рабочими размерами печи и в меньшей степени — параметрами работы. Активная поверхность заметно возрастает при увеличении диаметра и длины барабана, а также числа гребков и их уклона от радиального направления. Активная поверхность возрастает сравнительно слабее при увеличении питания печи и уменьшении числа оборотов и угла наклона барабана. Скорость поступательного движения вдоль оси печи повышается при увеличении диаметра печи, угла наклона и числа оборотов. Изменение питания печи шихтой не отражается на величине скорости из-за соответствующего изменения заполнения печи.

Время пребывания шихты в барабанной печи не зависит от питания шихтой, но оно увеличивается при уменьшении числа оборотов и угла наклона. Время пребывания шихты на активной поверхности увеличивается с уменьшением питания, с уменьшением числа оборотов и угла наклона печи. Заполнение печи и толщина слоя шихты увеличиваются при увеличении питания и уменьшении числа оборотов и угла наклона. Неоднородная шихта, состоящая из смеси материалов различной плотности или разной крупности, в барабанной печи движется и обжигается неравномерно вследствие того, что более легкие куски материала концентрируются преимущественно на поверхности.

Движение твердых материалов в слое в результате прохождения через него газов — основной процесс для печей с кипящим слоем и шахтных печей. Аэродинамическая характеристика этой разновидности движения материалов была дана при рассмотрении условий прохождения газов через слой кусковых материалов (см. стр. 105).

В печах с кипящим слоем для нормального энергичного движения материала, сходного с движением кипящей жидкости, через слой должно проходить определенное количество газа или воздуха. Это количество должно на 20—40% превышать предельное количество дутья, рассчитываемое по формулам (40—41).

Частицы материала в кипящем слое движутся с большими скоростями по сложным траекториям, пронизывающим слой в вертикальном и горизонтальном направлениях (рис. 54). Частицы материала то поднимаются до верхнего уровня, то опускаются до пода, в результате чего слой интенсивно перемешивается и поверхность частиц обновляется вследствие их трения одна о другую и о стенки печи. Материал, находящийся в кипящем слое, обладает большой подвижностью и текучестью, делающими его схожим с жидкостью. Он легко передвигается в печах в любом направлении и перекачивается по трубам и каналам. Большое значение для устойчивого и равномерного движения материала в кипящем

слое имеет его гранулометрическая характеристика. Чем однороднее по форме, размерам и весу зерна материала, тем устойчивее его кипение. При неоднородном материале мелкие фракции его будут усиленно выноситься из слоя и уходить с газами в виде пыли, увеличивая пылевынос, и без этого достигающий 30—80%. Крупные фракции будут стремиться оседать на подду, порождая завалы и настыли. Эта газовая классификация материала обуславливается тем, что количество дутья для получения кипящего слоя обычно определяется для средней характеристики зерен по крупности и весу [формула (41)]. Для мелких зерен это количество дутья велико и вызывает вынос этих зерен из слоя, а для крупных зерен оно мало и не обеспечивает поддержания их во взвешенном состоянии.

Активная поверхность материала, находящегося в состоянии кипения, весьма велика и определяется величиной геометрической поверхности всех его зерен.

Вследствие огромной активной поверхности кипящий слой обеспечивает наилучшие условия для протекания всех процессов, как-то: физико-химических преобразований, теплообмена и массообмена и др., что в конечном итоге обуславливает высокую удельную производительность и экономичность этого вида движения материалов.

Движение столба шихты в шахтных печах, происходящее сверху вниз, навстречу поднимающимся газам, в основном зависит от характеристики газового потока, свойств шихтовых материалов и системы загрузки. Все эти характеристики связаны общим уравнением для предельного количества дутья (40).

Главные параметры шихты, определяющие ее движение в шахтных печах: плотность, крупность кусков, площадь межкусковых проходов, соотношение легких и тяжелых материалов и соотношение мелких и крупных фракций. Устойчивость шихтового столба и его движение вниз улучшаются при увеличении кажущейся плотности материалов, размера кусков, площади межкусковых проходов, доли тяжелых и крупнокусковых материалов в шихте (рис. 55).

Для обычных многослойных шихт предельное количество дутья определяется соотношением толщины слоев и свойствами материалов отдельных слоев. Преобладание толщины слоев кокса над слоями руды и флюсов резко снижает величину предельного количества дутья и приближает ее значение к такой же величине для кокса. Преобладание толщины слоя руды и флюсов над слоем кокса

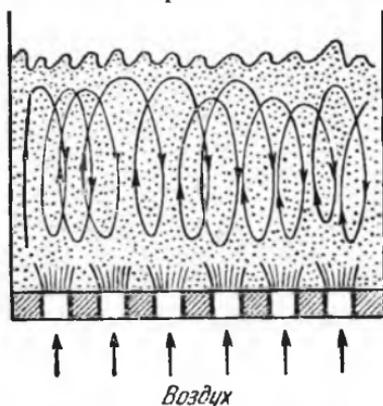


Рис. 54. Движение материала в кипящем слое

повышает величину предельного количества дутья и приближает ее значение к такой же величине для руды и флюсов.

Следовательно, при коксовой (восстановительной) плавке в печь допускается меньшее количество воздуха, чем при окислительной плавке с малым расходом кокса. Размер колоши не влияет на величину предельного количества дутья при условии сохранения в ней постоянной пропорции шихтовых компонентов. Наоборот,

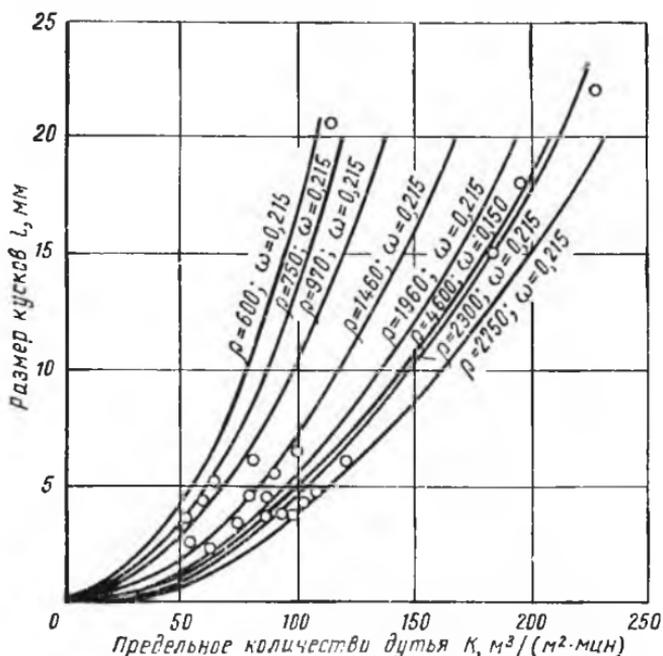


Рис. 55. Зависимость предельного количества дутья K от кажущейся плотности ρ , размера кусков l и площади межкусковых проходов ω

изменение состава шихты, хотя бы в нескольких колошах, уже изменяет устойчивость столба шихты.

Для смешанных шихтовых материалов, состоящих из смеси мелких и крупных кусков, устойчивость шихты зависит от соотношения мелких и крупных фракций.

Особенно сильно величину предельного количества дутья снижают мелкие фракции шихты с диаметром кусков $\leq 0,415$ от диаметра более крупных кусков из-за плотного заполнения межкусковых проходов. При выделении этих мелких фракций из состава шихты и загрузки их отдельным слоем под слой более крупных материалов устойчивость шихты заметно повышается. Еще большее повышение устойчивости шихты достигается полным удалением из ее состава самых мелких фракций.

Для уточнения поведения шихты при загрузке и опускании ее в печи применительно к шахтным печам цветной металлургии были проведены специальные эксперименты на моделях.

Закономерности сепарации шихты при ее боковой загрузке в шахтную печь показаны на рис. 56. При боковой загрузке шихты, обычно состоящей из смеси мелкого и крупного материала, наблюдается хорошо выраженная сепарация шихты. Крупные куски падают в печь по более пологой траектории по сравнению с мелкими кусками. Поэтому куски различной крупности падают в печь в различные участки по ширине печи.

Схема сепарации, приведенная на рис. 56, показывает, что место падения кусков шихты зависит от высоты загрузки, т. е. от вертикального расстояния между загрузочным горизонтом и верхним уровнем шихты в печи h , а также от горизонтального расстояния загрузочного устройства от противоположной стенки печи b_1 .

При ширине печи b_1 изменение положения верхнего уровня шихты следующим образом изменяет положение крупных кусков и мелочи по ширине печи. При самом высоком уровне шихты $I-I$ сепарация шихты незначительна и крупные куски ложатся ближе к центру печи, а мелочь ближе к стенкам. При снижении уровня шихты до горизонта $2-2$ сепарация усиливается, крупные куски ложатся ближе к стенкам печи, а мелочь попадает в центр. Горизонт шихты $3-3$ дает примерно такую же картину, что и горизонт $2-2$, но расстояние между точками падения мелочи и крупного материала еще более увеличено. Горизонт шихты $4-4$ изменяет взаимное положение мелочи и крупного материала в печи вследствие отражения крупных кусков от стенок печи к центру. При этом мелочь располагается ближе к стенкам, а крупные куски перемещаются ближе к центру. Горизонт $5-5$ еще более усиливает смещение крупного материала к центру печи, а мелочи — к стенкам.

При уменьшении ширины печи до величины b_2 отражение крупных кусков к центру наступает раньше, уже на горизонте шихты $3-3$.

Некоторое влияние на положение материалов в печи оказывает также величина угла наклона загрузочных плит α .

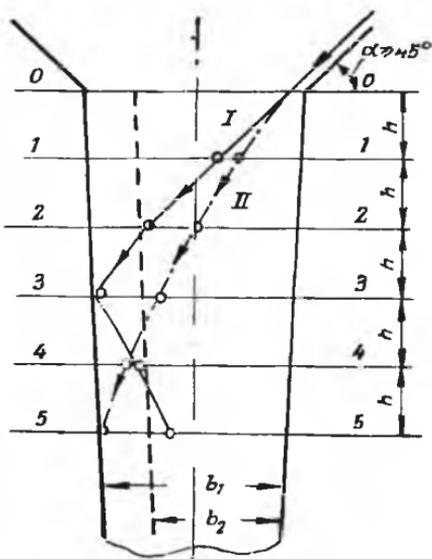


Рис. 56. Сепарация шихты в шахтной печи с боковой загрузкой:
I — крупные куски; II — мелкие куски

Описанные зависимости сепарации шихты при загрузке ее в шахтные печи от высоты загрузки h и горизонтального расстояния загрузочного устройства от противоположной стенки печи b_1 дают возможность в заводских условиях регулировать распределение различных фракций шихты в поперечном сечении печи, изменяя значение величин h и b_1 , а иногда и угла α .

При загрузке классифицированной по крупности шихты сепарация будет происходить раздельно по времени загрузки, что также должно учитываться в условиях заводской эксплуатации печей.

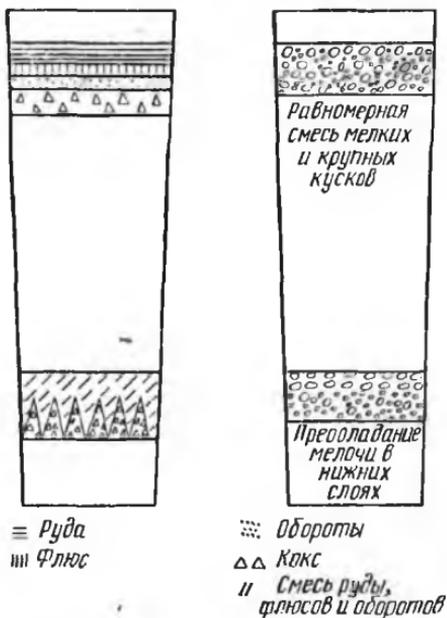


Рис. 57. Изменение положения материалов при оседании шихты

На левой части рисунка изображены два положения колоши из руды, флюсов, оборотов и кокса. Если сразу же после загрузки шихты в верхнюю часть печи наблюдается слоевое расположение материалов, то после опускания колоши в нижние части печи слои нарушаются. Руда, флюсы и обороты частично смешиваются и несколько опережают кокс, в результате чего куски кокса как бы вклиниваются в слои других материалов. Правая часть рис. 57 изображает два состояния слоя материала из смеси крупных и мелких кусков. При опускании такого материала в печи крупные куски отстают от мелких. Газовые потоки, движущиеся навстречу шихте, несколько ослабляют указанную сепарацию шихты при ее опускании, но не прекращают совсем.

Активная поверхность материалов, движущихся в шахтных печах, определяется геометрической поверхностью всех кусков, находящихся в шихтовом столбе. Величина этой поверхности,

хотя и уступает поверхности материалов,двигающихся в кипящем слое, вследствие большего размера кусков и длительного пребывания материалов в печи, но значительно превосходит поверхность материалов, находящихся в слое, не пронизываемом газами (например, шихты в отражательной или электрической печах). Развитая активная поверхность материалов в шахтных печах содействует активному протеканию физико-химических и теплообменных процессов и обеспечивает их более быстрое и полное завершение. Для увеличения активной поверхности желательно, чтобы размер кусков материалов в шахтной печи был возможно меньшим, что противоречит требованиям аэродинамической устойчивости шихтового столба и равномерного движения его вниз. Таким образом, при выборе оптимального размера кусков и состояния их поверхности (пористость и газопроницаемость) следует компромиссно удовлетворять два противоречивых требования.

Движение мелких материалов вследствие увлечения их газовыми потоками — очень важный процесс для печей, переплавляющих или обжигающих материалы во взвешенном состоянии, а также для других печей, в которых мелкие фракции материалов уносятся в виде пыли.

Взвешенное состояние мелких частиц определяется соотношением величин скорости газового потока и скорости осаждения частицы в данной газовой среде. Если скорость газового потока равняется скорости осаждения твердой частицы или превосходит ее, то твердая частица может долго находиться во взвешенном состоянии и перемещаться вместе с газовыми потоками. Скоростью осаждения (или скоростью витания) мелких частиц принято называть скорость ее равномерного падения в какой-либо среде, которую частицы приобретают при условии равенства действующих на них двух взаимно противоположных сил: силы тяжести и силы сопротивления среды. Обозначим:

$\omega_{\text{пад}}$ — скорость осаждения, м/сек;

d — диаметр шарообразной частицы, м;

γ_1 — удельный вес частицы, кг/м³;

γ_2 — удельный вес среды, кг/м³;

μ — коэффициент динамической вязкости среды, кг·сек/м².

Сила тяжести, за вычетом потери в весе, по закону Архимеда будет

$$\frac{\pi d^3}{6} (\gamma_1 - \gamma_2).$$

Сила сопротивления среды для мелких частиц, по Стоксу,

$$3\pi d\mu\omega_{\text{пад}}.$$

Приравнявая эти силы, находим выражение для $\omega_{\text{пад}}$:

$$\omega_{\text{пад}} = \frac{1}{18} \cdot \frac{d^2 (\gamma_1 - \gamma_2)}{\mu}. \quad (54)$$

Пренебрегая величиной γ_2 по сравнению с γ_1 и подставляя значение коэффициента динамической вязкости для воздуха при 20°C $\mu = 1,85 \cdot 10^{-6} \text{ кг} \cdot \text{сек}/\text{м}^2$, получим упрощенную формулу для $\omega_{\text{пад}}$:

$$\omega_{\text{пад}} = 3 \cdot 10^4 \gamma_1 d^2 \text{ м/сек.} \quad (55)$$

Исследования показывают, что формулы (54) и (55) дают приемлемое совпадение с экспериментальными данными для ограниченного интервала крупности частиц от 0,1 до 0,001 мм, так как для более крупных частиц формулы дают заниженное против фактического значение скорости, а для более мелких — завышенное. Результаты расчетов по формуле (55) для мелких частиц материала приведены в табл. 7 в сопоставлении с экспериментальными данными. Экспериментальные данные для серного колчедана с $\gamma_1 = 4800 \text{ кг}/\text{м}^3$ следующие:

Диаметр частицы, мм	0,2	0,15	0,12	0,088	0,075
$\omega_{\text{пад}}$, м/сек	1,32	1,19	1,09	0,9	0,81

Из этих данных следует, что для мелких материалов, имеющих удельный вес от 1000 до 5000 $\text{кг}/\text{м}^3$, скорость осаждения составляет всего лишь от 0,15 до 3 м/сек,

Таблица 7

Зависимость скорости осаждения от удельного веса и размера частиц

γ_1 , $\text{кг}/\text{м}^3$	$\omega_{\text{пад}}$, м/сек для материала крупностью, мм	
	-0,15	-0,07
1000	0,68	0,15
2000	1,36	0,30
3000	2,04	0,45
4000	2,72	0,60
5000	3,40	0,75

что указывает на весьма большие возможности движения подобных частиц вследствие их увлечения турбулентными газовыми потоками в печах цветной металлургии, в которых скорость газов составляет от 3—4 до 8—12 м/сек.

В печах для обжига и плавки во взвешенном состоянии тонкоизмельченные и хорошо подсушенные материалы вдуваются в виде аэросмеси с первичным воздухом через специальные горелки, расположенные в нижней или верхней части рабочего пространства печей.

В зависимости от места расположения и направления горелок материал в печном пространстве движется по различным траекториям. Если горелки расположены в нижней части печи и направлены кверху, то материал движется по дугообразной траектории, вначале поднимаясь кверху, а затем падая вниз. Если горелки расположены сверху и направлены вниз или тангенциально по окружности печи, то материал совершает движение вниз по прямой или спиралевидной траектории. При любом расположении и направлении горелок основная рабочая часть траектории, на которой обрабатываются материалы, — ее вертикальная часть, по которой свободно падают частички сульфидов. Длина

вертикального участка траектории, а следовательно, и рабочая высота печного пространства, должны быть такими, чтобы обеспечивалось определенное, минимально необходимое для обработки время пребывания частичек в печи τ , сек.

На основании времени пребывания τ , сек, и скорости осаждения $\omega_{\text{пад}}$, м/сек, можно определить необходимую длину вертикальной траектории и рабочую высоту H печного пространства по формуле

$$H = \omega_{\text{пад}} \tau \text{ м.} \quad (56)$$

В связи с тем, что в печах для обжига и плавки во взвешенном состоянии при работе горелок возникают газовые струи, в рабочем пространстве наблюдаются завихрения и встречные газовые потоки. Турбулентные газовые потоки, направленные в сторону газоотводящих окон, увлекают с собой большое количество частичек обжигаемого материала, находящихся во взвешенном состоянии. Это является причиной значительного уноса пыли, достигающего до 30% от массы перерабатываемого материала.

Для предотвращения чрезмерного уноса пыли из печей цветной металлургии приходится в ряде случаев ограничивать скорость движения газов. Для барабанных печей низший предел скорости 3 м/сек, а для обжига более крупных материалов скорость может повышаться до 8 м/сек. В отражательных плавильных печах, перерабатывающих флотационные концентраты, по этим же соображениям скорость газов ограничивается 7—8 м/сек.

Если требуется определить длину печи или пылеуловительной камеры, в которой будут осаждаться взвешенные в газовом потоке частицы, то используют формулу

$$L_{\text{min}} = \frac{H}{\omega_{\text{пад}}} \omega_t, \quad (57)$$

где L_{min} — минимальная длина печи или камеры, обеспечивающая осаждение пыли, м;

H — высота печи или камеры, м;

$\omega_{\text{пад}}$ — скорость осаждения частиц, определяемая по формулам (54) и (55), м/сек;

ω_t — действительная скорость газов в печи или камере, м/сек.

Движение расплавов в ванне металлургических печей, происходящее вследствие неравномерного нагрева отдельных участков жидкой ванны и определяемое как конвекционное движение, имеет особое значение в рудно-термических печах, работающих с электродами, погруженными в слой шлака. На рис. 58 показана схема конвекционного движения шлака в электропечах, установленная наблюдениями на моделях печей и на заводских печах. Около электродов выделяется значительное количество тепла, вследствие чего участки шлака, прилежащие

к электродам, сильно перегреваются. Плотность перегретого шлака значительно меньше, чем более холодного шлака, особенно из-за большого количества в шлаке пузырьков растворенного воздуха и газов. В результате возникновения разности плотностей в слоях шлака, прилегающих к поверхности электродов, по сравнению с более отдаленными участками ванны, у электродов эти более легкие массы шлака энергично всплывают. Всплывающий около электродов горячий шлак достигает поверхности ванны печей в виде колец, опоясывающих электроды, и затем в силу приобретенной инерции распространяется по ванне во все стороны от электродов. Между электродами образуется зона встречи двух противоположных потоков шлака, которые складываются и дают общий поток к стенкам по линии раздела электродов.

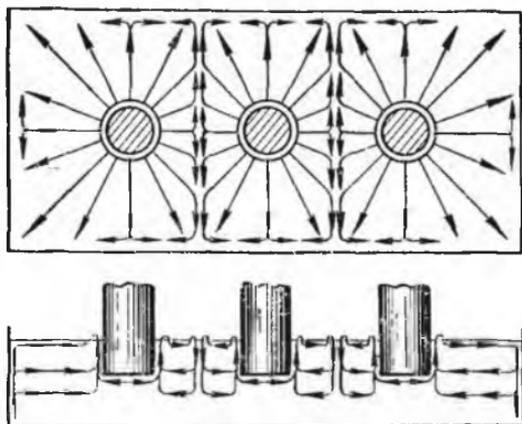


Рис. 58. Схема конвекционного движения шлака в электропечах

У стенок печи потоки шлака разворачиваются в горизонтальной и вертикальной плоскостях по стенкам. Потоки шлака, развернувшись по поверхности стенок вниз, поворачиваются к электродам и совершают обратное движение в верхней части ванны. Двигаясь в верхней зоне ванны, потоки шлака достигают поверхности электродов, вновь перегреваются около электродов, выбрасываются на поверхность и т. д. Меньшая часть нагретого шлака опускается ниже плоскости погружения электродов, в подэлектродную часть ванны, которая слабо участвует в общем конвекционном движении и может считаться застойной зоной. Скорость движения конвекционных шлаковых потоков довольно значительна и для заводских печей достигает 1—2 м/сек. При увеличении удельной мощности скорость потоков возрастает. Описанная картина конвекции шлака в ванне определяет процесс теплообмена отдельных участков. Горячий шлак по мере движения от электродов отдает избыток тепла более холодным частям ванны и повышает их температуру. Те части ванны, куда горячий шлак поступает сильно охлажденным или в малом количестве, характеризуются пониженными температурами. Это в первую очередь относится к подэлектродному слою ванны, а также к углам печи и отдаленным поверхностям стен. Чем больше глубина малоактивного подэлектродного слоя ванны, тем холоднее этот слой и тем больше в нем возможности настывлеобразования.

Загруженная в ванну печи нерасплавленная шихта не меняет общего характера картины движения шлака, но существенно влияет на направление отдельных конвекционных потоков, отклоняя их в стороны от обычного направления и увеличивая их заглублиение в ванну. Как видно из рис. 59, потоки шлака, направляющиеся от электродов, при встрече с шихтой разворачиваются в горизонтальной и вертикальной плоскостях, подобно тому как они разворачиваются у стенок печи. Омывая встречную поверхность шихты, горячий шлак передает поверхностному слою шихты избыток тепла, нагревает его и вызывает процесс плавления.

Если на поверхности ванны располагается плавающий слой угля или кокса, загруженный с целью восстановления шлака, то шлак под этим слоем движется столь же энергично. Восстановитель соприкасается с обрабатываемым шлаком только в плоскости зеркала ванны, но из-за непрекращающегося движения шлака, скользящего по нижней погруженной в ванну поверхности восстановителя, через этот скользящий контакт про-

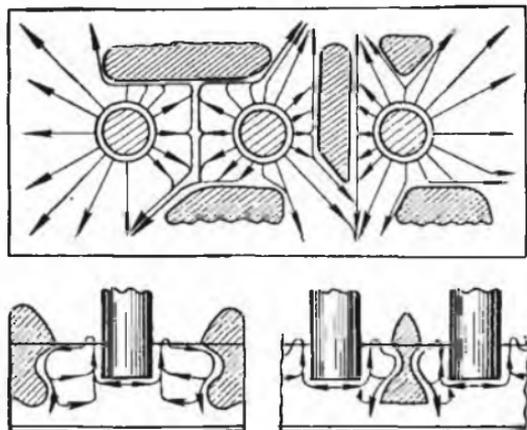


Рис. 59. Влияние шихты на движение шлака в электропечи

ходит вся шлаковая ванна, чем и объясняется очень активное восстановление шлаков в электропечах. Чем больше заглублиены электроды в слой жидкого шлака, тем большая масса шлака участвует в энергичном конвекционном движении.

Таким образом, непрерывное конвекционное движение шлака от электродов к стенкам печи и обратно к электродам, происходящее в основном в верхней части ванны на глубине, несколько большей, чем глубина погружения электродов, является важнейшим рабочим процессом в электропечах, прямо определяющим теплообмен в ванне, плавление шихты и восстановление шлака.

Расплавы в ваннах печей могут двигаться также и по другим причинам, например вследствие продувки слоя воздухом или механического перемешивания. В конвертерах и печах для фьюмингования расплавы находятся в постоянном движении, основной причиной которого является динамическое воздействие газо-воздушных струй, истекающих из фурм (рис. 60). Наиболее активно движение в ванне в районе, прилежащем к фурмам, где ванна сильно бурлит и местами фонтанирует. Находящийся в этом районе расплав усиленно перемешивается по глубине ванны, вследствие чего плавающие куски твердых материалов (например, флюсов)

могут здесь заноситься и в нижние участки расплава. Большое количество газов, выходящих из ванны около фурм, увлекает за собой расплав, который в виде фонтана брызг различного размера поднимается над ванной. При нормальной работе печей большая часть этих брызг и всплесков возвращается назад в ванну, а некоторая, меньшая часть их выносится газовым потоком за пределы рабочего пространства. Зона активного перемешивания ванны струями воздуха обычно весьма ограничена по размерам и распо-

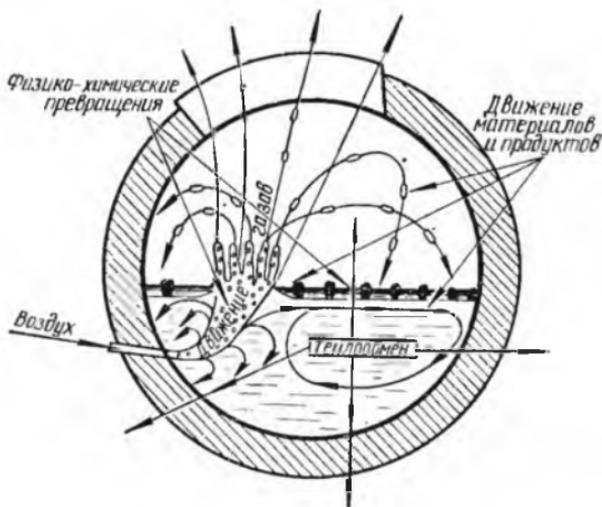


Рис. 60. Схема движения расплава при продувке его воздухом

лагается в непосредственной близости от фурм, например в конвертерах, размер активной зоны обычно не превышает $1/3$ диаметра конвертера.

В другой, большей части ванны, удаленной от фурм, такого активного движения расплава нет. В этой части ванны происходит волнообразное колебательное движение на поверхности и медленная круговая циркуляция ванны на глубину, побуждаемые косвенным динамическим воздействием газо-воздушных струй. Флюсы, плавающие на поверхности, не заносятся здесь в глубину ванны, что отрицательно сказывается на развитии процесса шлакообразования. Как видно из этого, загружать флюсы в конвертер следует направленно, ориентируя попадание основной массы флюсов в активную зону ванны, располагающуюся около фурм. Становится также понятным усиленный износ футеровки конвертеров в районе фурменной полости из-за активного химического, теплового и механического воздействия на нее расплава. Процесс разделения шлака от металлсодержащей массы в конвертере затруднен непрерывным движением ванны, особенно в фурменной зоне. Только в периоды остановки дутья ванна конвертера находится в покое

и начинается нормальное отстаивание шлака от массы. Так как периоды остановок конвертера весьма ограничены по времени, процесс отстаивания шлака далеко не завершается, вследствие чего в сливаемом из конвертера шлаке отмечается высокое содержание металлов.

12. Приложение теории движения газов и материалов к расчетам и конструированию печей

Используя основные положения теории движения газов и материалов, можно решать следующие важные задачи по расчету и конструированию печных агрегатов.

Расчет размеров газового пространства печей

Один из методов определения площади поперечного сечения рабочего пространства печей — расчет по скорости движения газов по формуле (58), представляющей частный случай уравнения сплошности, полученный на основании ранее выведенного основного уравнения движения газов (5):

$$F_r = \frac{V_t}{\omega_t}, \quad (58)$$

где F_r — площадь свободного газового поперечного сечения рабочего пространства печи, m^2 ;

V_t — действительное объемное количество газов в печи, $m^3/сек$; величину V_t берут из расчетов технологического процесса и горения топлива с учетом подсоса наружного воздуха;

ω_t — действительная скорость газов в печи, $m/сек$; величину ω_t выбирают по данным о работе заводских печей или по теоретическим соображениям.

Основная величина в данном расчете — действительная скорость газов в печи, которую приходится выбирать для различных типов печей с учетом особенностей их работы. С одной стороны, желательно ориентироваться на большие значения ω_t , так как при этом уменьшаются размеры печи и стоимость ее сооружения, а также улучшается теплопередача конвекцией. С другой стороны, увеличение ω_t вызывает увеличение потерь напора при прохождении газов через печи, обуславливает усиленный вынос из печей мелких фракций шихты в виде пыли, а также может быть причиной выбивания газов через отверстия в своде. С учетом указанных соображений для некоторых типов печей цветной металлургии могут быть рекомендованы следующие значения ω_t , $m/сек$: для отражательных плавильных печей 6—8; для обжиговых барабанных печей 3—8; для печей с кипящим слоем 1—2; для нагревательных печей 7—12; для рудно-термических электропечей 2—3 $m/сек$.

Расчет размеров газоходов

Газоходами называются газовые каналы, по которым газы из печей отводятся в дымовые трубы. Газоходы бывают круглого и прямоугольного сечения. Расчетные размеры газоходов — только размеры поперечного их сечения, а длину газоходов принимают по условиям компоновки цехов и заводской территории. В основе расчета площади поперечного сечения газоходов лежит также формула (58), которая несколько преобразуется с учетом различных форм газоходов.

Для круглых газоходов

$$D = 1,13 \sqrt{\frac{V_t}{\omega_t}}. \quad (59)$$

Для прямоугольных газоходов

$$BH = \frac{V_t}{\omega_t}, \quad (60)$$

$$H = 0,5 \div 2B. \quad (61)$$

В этих формулах

D — внутренний диаметр круглого газохода, м;

B и H — соответственно внутренние ширина и высота прямоугольного газохода, м;

V_t — действительное количество газов, проходящее через газоход, м³/сек;

ω_t — действительная скорость газов в газоходе, м/сек.

Количество газов V_t для расчета газоходов должно учитывать полное количество газов, образующихся при работе всех печей, подсоединенных к рассчитываемому газоходу, а также подсос наружного воздуха, происходящий в местах соединения печей и газоходов и через различные отверстия и неплотности. Величину V_t следует определять, исходя из истинной температуры смеси газов на данном участке газохода, рассчитываемой по правилу смешения газов с различной температурой и учитывающей охлаждение газов при движении их по газоходной системе.

Величину подсоса наружного воздуха и падение температуры газов в газоходах можно определять по табл. 8, составленной на основании обследования заводских газоходных систем. Скорость газов ω_t для расчета газоходов рекомендуется принимать: для печных систем с естественной тягой (дымовая труба) $\omega_t = 6 \div 8$ м/сек; для печных систем с искусственной тягой (дымососы) $\omega_t = 8 \div 12$ м/сек. Высоту прямоугольных газоходов H выбирают из условий удобства очистки и проходимости газоходов,

Приблизительное значение величины подсоса воздуха и охлаждения газов для газоходов металлургических печей

Тип печей	Величина подсоса воздуха, % от объема отходящих печных газов	Тип газоходов	Падение температуры газов на 1 м длины газоходов, °С
Шахтные печи и конвертеры без герметизированных колошников и напыльников	150—300	Футерованные газоходы с температурой газов °С:	
		1400—1200	10
То же, с полугерметизированными колошниками и напыльниками	50—100	1200—1000	8
		1000—800	5
		800—600	4
То же, с герметизированными колошниками и напыльниками	0—30	600—400	3
		Отражательные печи	20—50
Обжиговые печи	20—40	Сухие пылеуловительные устройства (камеры, циклоны, электрофильтры)	На одно устройство 50—150
Электрические печи для плавки руд и концентратов	150—300	Мокрые пылеуловительные камеры котлы-утилизаторы, воздухоподогреватели	Определяется по тепловому расчету

Расчет дымовых труб

Основные размеры дымовых труб, подлежащие расчету — диаметр D и высота H . Для кирпичных труб конической формы приходится определять диаметр основания и диаметр устья. Исходные величины для расчета дымовых труб: количество газов V_t , м/сек, проходящее через трубу, и сумма всех потерь напора $\sum h_{\text{пот}}$, мм вод. ст., на всем газоходном тракте до основания трубы.

Количество газов V_t определяется по объему газов от всех печей, работающих на рассчитываемую дымовую трубу, с учетом подсоса наружного воздуха и охлаждения газов по методике, изложенной в расчете газоходов.

Сумма всех потерь напора $\sum h_{\text{пот}}$ для сложных разветвленных газоходных систем, включающих в себя несколько печей, определяется расчетом по формулам и методике, приведенным на стр. 89. Расчет и суммирование сопротивлений ведут только по пути наибольшего сопротивления прохождению газов, что обычно соответствует печам, наиболее удаленным от дымовой трубы и

имеющим сложный газоходный тракт с большим числом крупных местных сопротивлений. Нередко для нахождения величины максимальной суммы сопротивлений приходится проделывать несколько вариантов расчета сопротивлений по отдельным ветвям и направлениям сложной газоходной системы. Для расчета сопротивлений газоходной системы необходимо иметь ее размерную схему с занумерованными участками, представляющими отдельные разновидности сопротивлений, а результаты расчета рекомендуется заносить в специальную расчетную таблицу (табл. 9). Диаметр устья дымовой трубы рассчитывают аналогично диаметру круглого газохода по формуле (59). Для кирпичных дымовых труб конической формы диаметр основания определяют по конструктивным соображениям приблизительно равным 1,5 диаметра устья. Действительную скорость газов в устье дымовой трубы принимают $w_t = 5 \div 8$ м/сек.

Таблица 9

Форма таблицы для расчета сопротивления газоходной системы

Номер участка газохода по схеме	Наименование сопротивления	Условное количество газов, проходящих через данный участок V_0 м ³ /сек	Площадь поперечного сечения участка, F , м ²	Условная скорость газов w_0 , м/сек	Средняя температура газов на данном участке t , °С	Значение бинома расширения $(1 + \beta t)$	Значение $\frac{w_0^2}{2g}$, м	Коэффициент сопротивления для данного участка K	Потеря напора на данном участке $h_{пот}$, мм вод. ст.; $h_{пот} = \frac{w_0^2}{2g} \gamma_0 (1 + \beta t)$	Преодоление геометрического напора $h_{геом} = H (\gamma_{20}^{воз} - \gamma_t^{газ})$, мм вод. ст.

Расчет высоты дымовой трубы при естественной тяге основан на использовании уравнения Бернулли для данной газоходной системы. На основании уравнения Бернулли можно утверждать, что движение газов в реальной газоходной системе будет происходить в том случае, если сумма всех потерь на преодоление сопротивлений напоров будет компенсирована реальным геометрическим напором дымовой трубы. На основании этого можно написать для газоходной системы уравнение Бернулли в следующем виде:

$$\left. \begin{aligned}
 \sum h_{пот} - H (\gamma_{20}^{воз} - \gamma_t^{газ}) &= 0, \\
 \sum h_{пот} &= H (\gamma_{20}^{воз} - \gamma_t^{газ}).
 \end{aligned} \right\} \quad (62)$$

Однако это уравнение не учитывает сопротивление самой дымовой трубы, а также не предусматривает в системе никакого запаса реального напора, который необходим на случай непредусмотрен-

ного расчетом увеличения $\sum h_{\text{пот}}$, которое может происходить, например, вследствие засорения газоходов, форсирования печей и т. п. Если учесть сопротивление дымовой трубы, складывающееся из трения и внезапного расширения при выходе газа из трубы¹, и принять запас реального напора в системе 30%, то получим формулу для определения высоты дымовой трубы H :

$$1,3 \sum h_{\text{пот}} = H (\gamma_{20}^{\text{воз}} - \gamma_i^{\text{газ}}) - \frac{w_i^2}{2g} \gamma_i^{\text{газ}} \left(1 + 0,05 \frac{H}{D_{\text{устья}}} \right), \quad (63)$$

где $\gamma_{20}^{\text{воз}}$ — удельный вес наружного воздуха при температуре 20° С, кг/м^3 ; $\gamma_{20}^{\text{воз}} = 1,2 \text{ кг/м}^3$;

$\gamma_i^{\text{газ}}$ — удельный вес газов в дымовой трубе, кг/м^3 , при средней температуре;

0,05 — среднее значение коэффициента потери напора от трения.

Расчет характеристики дымососов

Если сопротивление газоходной системы велико и высота дымовой трубы, определяемая по формуле (63), выходит за пределы современных строительных норм для труб, лежащих около значения $H = 150 \div 170 \text{ м}$, то необходимо использовать для движения газов систему принудительной тяги с помощью дымососов. Иногда установка дымососов вызывается невозможностью сооружения дымовой трубы даже допустимой высоты по соображениям конструктивного или архитектурного порядка. Исходные величины в расчете дымососов: количество газов V_t , $\text{м}^3/\text{ч}$; сумма потерь напора газоходной системы $\sum h_{\text{пот}}$, мм вод. ст. ; температура газов перед входом в дымосос t , °С. Все эти величины определяются по методике, описанной в расчете дымовых труб. Характеристики потребного дымососа находят по формулам (64) и (65):

$$V_{\text{дым}} = 3600 V_t \text{ м}^3/\text{ч}; \quad (64)$$

$$h_{\text{дым}} = 1,3 \sum h_{\text{пот}} \frac{\gamma_i^{\text{газ}}}{\gamma_t^{\text{газ}}}. \quad (65)$$

В этих формулах

$V_{\text{дым}}$ — производительность дымососа по объему отсасываемого газа, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$h_{\text{дым}}$ — напор дымососа, который он будет давать при работе на данном газе, мм вод. ст. ;

$\gamma_t^{\text{газ}}$ — действительный удельный вес газа, входящего в дымосос, кг/м^3 ;

¹ Потерей напора от постепенного сужения конической трубы ввиду ее малого значения пренебрегаем.

$\gamma_1^{\text{газ}}$ — действительный удельный вес газа, для которого дана заводская характеристика дымососа или вентилятора, кг/м^3 .

Обычно характеристика дымососов дается для $t = 200^\circ \text{C}$ и $\gamma_1^{\text{газ}} = 0,744 \text{ кг/м}^3$, а вентиляторов для $t = 20^\circ \text{C}$ и $\gamma_1^{\text{газ}} = 1,2 \text{ кг/м}^3$.

На основании рассчитанных характеристик дымососа по справочникам и каталогам заводов-изготовителей подбирают вентилятор или дымосос с наиболее близкой характеристикой. При дымососах дымовая труба имеет чисто санитарное назначение, заключающееся в отводе газов на возможно большее расстояние от земной поверхности. Для печей цветной металлургии по санитарным соображениям не рекомендуется делать дымовые трубы высотой менее 50—70 м. Сопротивление дымовой трубы следует учитывать при расчете $\sum h_{\text{пот}}$. Некоторые справочные данные по дымососам и вентиляторам, выпускаемым заводами СССР, приведены в приложении.

Выбор воздуходушных средств и расчет воздухопроводов

Воздух в металлургические печи подается от воздуходушных машин по воздухопроводам. Если требуется воздух относительно низкого давления, до 1000 мм вод. ст., то для его подачи используют центробежные или осевые вентиляторы. Вентиляторы в зависимости от создаваемого ими давления разделяются на три основных типа: а) низкого давления — до 100 мм вод. ст.; б) среднего давления — до 200 мм вод. ст.; в) высокого давления — до 500 мм вод. ст. Для подачи воздуха более высокого давления — от 0,1 до 3 кг/см^2 — применяют воздуходувки, а при давлении выше 3 кг/см^2 — компрессоры.

Воздуходувные машины для обслуживания металлургических печей выбирают по количеству и давлению воздуха, требующимся для нормальной работы печей. Количество воздуха определяется расчетом процесса физико-химических превращений материалов и процесса горения топлива плюс потери воздуха в сети от воздуходувки до печи (эти потери можно ориентировочно принимать равными 15—30%). Давление воздуха, которое должно создаваться воздуходувной машиной, определяется величиной давления, которое воздух должен иметь у входа в печь, плюс падение давления в воздухопроводной сети вследствие ее сопротивления. Необходимое давление воздуха перед входом в печь складывается из величины гидравлического сопротивления входных устройств (фурм, сопел, отверстий, решеток и т. п.) и гидравлического сопротивления рабочего пространства печи, если оно находится под положительным давлением, или динамического напора, которым должна обладать струя воздуха, входящего в рабочее пространство печи. Для печей, потребляющих сжатый воздух, для работы горелок

или форсунок, сжигающих газообразное, пылевидное или жидкое топливо (отражательные, обжиговые печи и др.), давление воздуха определяется по характеристике выбранного типа горелок или форсунок с учетом формул (31—34). Для шахтных печей давление перед печью определяется сопротивлением столба шихты, которое рассчитывают по формуле (44), и сопротивлением фурменного устройства, рассчитываемого по формуле потерь напора от местных сопротивлений (26). Для печей с кипящим слоем давление воздуха перед входом в подину определяется сопротивлением кипящего слоя [формула (45)] плюс сопротивление подины по формуле (26). Для конвертеров с погруженными в расплав фурмами давление у фурм можно выбирать с помощью формулы (46). Для печей с верхней продувкой расплавов давление воздуха перед соплами выбирают с помощью формул (32—34, 48) и графиков рис. 37 и 51. Падение давления, связанное с сопротивлением воздухопроводной сети от печи до воздуходувной машины, при сравнительно небольшом ее протяжении можно принимать ориентировочно в размере 15—30% от давления воздуха у печи. При сложных воздухопроводных сетях большой протяженности, превышающей 100 м, необходимо рассчитывать потери напора в воздухопроводной сети по формулам механики газов (24—26) или по специальным графикам. Размеры воздухопроводов определяют следующим образом. Длину воздухопроводов обычно не рассчитывают, а определяют по конструктивным данным, исходящим из условий компоновки печей и цехов. Диаметр воздухопроводов D , м, рассчитывают по формуле

$$D = 1,13 \sqrt{\frac{V_{tp}}{\omega_{tp}}}, \quad (66)$$

где V_{tp} — действительное объемное количество воздуха, проходящее воздухопровод при температуре t и давлении p , м³/сек;

ω_{tp} — действительная скорость воздуха в воздухопроводе, м/сек. Рекомендуется принимать скорость в воздухопроводах от 10 до 30 м/сек. Меньшее значение принимают для низких, а большее — для высоких давлений.

В гл. 15 приведены характеристики воздуходувок и компрессоров, выпускаемых заводами, на основании которых можно выбирать воздуходувные машины требуемой характеристики.

Расчет горелок, форсунок и фурм

При выборе и расчете горелок, форсунок, фурм и сопел приходится определять размеры площади их поперечного сечения, через которое истекает газ, воздух или топливозодушная смесь. Площадь истечения и диаметр горелок, форсунок, фурм и сопел рассчитывают при помощи формул истечения газов (31—34) и гра-

фика рис. 37. В этих расчетах исходными величинами обычно являются количество газа или воздуха и давление его, по которым находят размеры отверстия истечения. Иногда может встретиться и обратная задача, когда по заданному размеру сечения требуется определить или количество истекающего газа, или необходимое его давление.

Результаты расчетов горелок, форсунок и фурм следует проверять стендовыми испытаниями, которые в ряде случаев могут даже заменить расчетные определения.

Расчет оптимального количества дутья

Для многих металлургических печей производительность их и нормальное протекание всех основных процессов находятся в прямой зависимости от количества воздушного дутья, поступающего в рабочее пространство печей. К таким печам относятся прежде всего шахтные печи, печи для обжига в кипящем слое и конвертеры.

Для шахтных печей оптимальное количество дутья $K_{\text{опт}}$, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$, при котором возможно достижение максимальной производительности без нарушения стабильности шихтового столба и без нарушения теплового, газового и технологического режима плавки, находится в функции от предельного количества дутья K , $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$, рассчитываемого по формуле (40). Для шахтных печей $K_{\text{опт}}$ должно быть меньше K и может быть выражено следующей формулой:

$$K_{\text{опт}} = mK, \quad (67)$$

где m — безразмерный коэффициент, учитывающий неравномерное распределение материалов по сечению печи. Для печей, в которых система загрузки шихты обеспечивает равномерное ее распределение по сечению, $m = 0,8 \div 0,9$. Для печей со значительной классификацией шихты при загрузке, $m = 0,6 \div 0,8$.

Для печей с кипящим слоем оптимальное количество дутья, обеспечивающее устойчивое и равномерное кипение, без чрезмерного выноса пыли является также функцией от предельного количества дутья K , находящегося по формуле (41). Для кипящего слоя $K_{\text{опт}}$ должно быть больше K и может определяться по той же формуле (67), но при $m = 1,1 \div 1,3$.

Для конвертеров количество дутья определяется по формуле (46) с учетом ограничения его сильными выбросами расплава при подаче воздуха в количестве более чем $30 \text{ м}^3/(\text{м}^3 \cdot \text{мин})$ по отношению к объему расплава.

Прочие расчеты, осуществляемые с использованием теории движения газов и материалов

Кроме решения перечисленных основных задач, теория движения газов и материалов позволяет проводить также и следующие расчеты.

Длину зоны аэродинамического воздействия горелок и форсунок в печах можно определять по формулам (35—36) и графику на рис. 39, находя такое расстояние от горелки, на котором осевая скорость свободной струи совпадает по величине со средней действительной скоростью движения газов в рабочем пространстве печи.

Гидравлическое сопротивление различных печей цветной металлургии со свободным газовым пространством можно рассчитывать по формуле (38).

Движение твердых и жидких материалов и продуктов и размеры соответствующих участков и сечений металлургических печей, а также пропускную способность печей по движущимся материалам и продуктам рассчитывают по ранее выведенному основному уравнению движения материалов (6) или по формулам, полученным на основе этого уравнения, например производительность барабанных вращающихся печей по количеству транспортируемого материала и скорость движения материала в этих печах определяют по формулам (49—53).

Скорость газов, при которой будет наступать усиленный пылеунос из печей, размеры пылеуноса при заданной скорости газов и гранулометрической характеристике материала, а также рациональная высота и длина печей для обжига во взвешенном состоянии и пылеуловительных камер могут определяться по формулам (54—57), отражающим закономерности движения мелких частиц, увлекаемых газовыми потоками.

Глава 6

Моделирование и теория подобия

1. Основные понятия

В настоящее время в науке и технике для исследования разнообразных машин, устройств и процессов широко используют их модели. Этот метод исследований называется методом моделирования. Моделирование применяют теперь: в гидротехнике — для изучения конструкции и режима работы плотин, каналов и водохранилищ; в энергетике — для исследования работы электрических машин и энергосистем; в теплотехнике — для изучения паровых котлов и турбин; в металлургии — для исследования конструкции и работы печей и т. д. Моделирование позволяет при сравнительно небольших затратах средств и времени определять качественные и количественные характеристики исследуемых объектов, на основе которых могут усовершенствоваться конструкции и режимы эксплуатации. Особенно важные преимущества метода моделирования: а) возможность решения многих дифференциальных уравнений, описывающих закономерности процессов, которые известными в математике методами решены быть не могут; б) возможность исследования процессов, изучение которых на промышленных устройствах трудно или невозможно (например, процессов, протекающих в рабочем пространстве металлургических печей или для вновь проектируемых печей).

Для исследования методом моделирования должна быть сооружена модель машины или процесса, которые подлежат изучению. Модель исследуемого объекта представляет физическую или математическую его копию.

Физической моделью называется устройство, воспроизводящее физическую сущность исследуемого объекта. Например, физическая модель процесса движения газов в печи представляет собой геометрически подобную упрощенную в деталях и уменьшенную в масштабе копию промышленной печи, изготовляемую из органического стекла, в которой вместо газов движется подкрашенный воздух или вода.

Математической моделью называется система дифференциальных уравнений, описывающая физико-химические процессы, тепло- и массообмен, движение газов и материалов в исследуемом объекте, дополненная граничными и начальными

условиями. Эту систему можно решать на электронных вычислительных машинах — аналоговых или цифровых.

Математические модели основаны на материалистическом единстве природы, проявляющемся в том, что многие разнообразные процессы и явления, протекающие в самых отдаленных одна от другой областях, могут описываться одинаковыми математическими уравнениями.

В зависимости от характера моделей различают физическое и математическое моделирование, которое иногда называют методом математической аналогии. Советские ученые внесли крупный вклад в развитие научных основ моделирования и в практическое его применение. М. В. Кирпичев разработал основы моделирования тепловых устройств. Н. К. Костенко и В. А. Веников создали модели энергетических систем и разработали методику моделирования электрических устройств. Л. И. Гутенмахер разработал электроинтегратор для математического моделирования различных сложных процессов. Г. К. Дьяконов доказал возможность моделирования физико-химических процессов.

Основное требование, которому должна отвечать модель любого исследуемого объекта, именуемого в дальнейшем образцом, заключается в подобии модели и образца. Научные основы подобия сложных машин и процессов излагаются в специальной научной дисциплине, называемой теорией подобия, — представляющей учение о подобии явлений.

Остановимся кратко на основных понятиях теории подобия. Понятие о подобии заимствовано из геометрии, где оно наиболее просто и понятно. Известно, что геометрическое подобие заключается в том, что сравниваемые фигуры должны иметь одинаковую форму, равные углы и дуги, равное отношение соответственных (сходственных) линейных размеров. Например, два подобных треугольника обладают тем свойством, что их соответствующие углы равны, а сходственные стороны пропорциональны, что выражается следующим образом:

$$\frac{l_1''}{l_1'} = \frac{l_2''}{l_2'} = \frac{l_3''}{l_3'} = C = \text{const},$$

где l_1', l_2', l_3' — стороны одного треугольника;

l_1'', l_2'', l_3'' — сходственные стороны другого треугольника;

C — коэффициент пропорциональности, константа или масштаб подобия.

Написанное выражение является математической формулировкой условия геометрического подобия. Оно справедливо для любых сходственных и линейных размеров треугольника — высот, медиан, линий и т. п. Геометрическое подобие широко используется в математике, геодезии, строительном деле и других науках для решения практических задач.

Переходя к сложным системам и процессам и распространяя на них понятие подобия, можно в первом приближении следующим образом сформулировать условия их подобия: две системы физически подобны одна другой, если они качественно одинаковы, а отношение характеризующих их однородных величин в сходственных точках и в сходственные моменты времени представляется постоянными числами — константами подобия. Одно из обязательных условий подобия физических систем и процессов — их геометрическое подобие, т. е. пропорциональность размерных величин. Например, для двух потоков газа подобие в их движении, т. е. кинематическое подобие, существует при условии геометрического подобия и когда скорости в сходственных точках параллельны и пропорциональны. Подобие сил для тех же двух потоков, т. е. динамическое подобие, требует дополнительно к высказанным условиям еще наличия в сходственных точках параллельных и пропорциональных сил.

Для теплового подобия двух газовых потоков необходимо их геометрическое подобие и подобие (пропорциональность) во всем их объеме скорости, плотности, вязкости, температуры и других физических величин. Изложенное показывает, что физическое подобие систем достигается при подобии полей всех величин, определяющих эти системы. По аналогии с условием геометрического подобия треугольников математическим выражением подобия полей скорости ω , плотности ρ , вязкости μ , температуры t , линейных размеров l и др. для двух подобных систем будут следующие выражения:

$$\frac{\omega''}{\omega'} = C_{\omega}; \quad \frac{\rho''}{\rho'} = C_{\rho}; \quad \frac{\mu''}{\mu'} = C_{\mu}; \quad \frac{t''}{t'} = C_t; \quad \frac{l''}{l'} = C_l$$

и т. д. Каждая физическая величина имеет здесь свою константу или масштаб подобия C , численно отличную от других и обозначаемую соответствующим индексом.

2. Критерии подобия

Исследование подобия сложных систем и процессов показывает, что одного постоянства отношений однородных величин недостаточно для полного подобия двух систем. Оказывается, что для достижения полного подобия систем требуется наличие у них численно одинаковых безразмерных комплексов, составленных из определяющих величин и называемых критериями или инвариантами подобия. Критерии подобия обычно принято называть именами ученых, работавших в соответствующей области науки, и обозначать двумя начальными буквами их фамилий. В табл. 10 приведены некоторые критерии, применяемые при моделировании печных процессов.

Критерии (безразмерные параметры)

Наименование	Определение
Критерий динамического подобия Ньютона	$Ne = \frac{Pl}{m\omega^2}$ или $\frac{P\tau}{m\omega}$
<i>А. Гидродинамическое подобие</i>	
Критерий гидродинамической гомохронности Струхаля	$Ho = \frac{\omega\tau}{l}$
Критерий режима течения потока Рейнольдса	$Re = \frac{\omega l}{\nu}$ или $\frac{\omega l \rho}{\mu}$
Критерий подобия полей давления Эйлера (при скоростях значительно меньших скорости звука)	$Eu = \frac{\Delta P}{\rho\omega^2}$ или $\frac{P}{\rho\omega^2}$
Критерий газодинамического подобия Маха (при скоростях, соизмеримых со скоростью звука)	$M = \frac{\omega}{c}$
Критерий гравитационного подобия Фруда	$Fr = \frac{gl}{\omega^2}$ или $\frac{\omega^2}{gl}$
Критерий подобия полей свободного течения Галлилея	$Ga = Fr \cdot Re^2 = \frac{gl^3}{\nu^2}$
Разновидность критерия Галлилея:	
Критерий Архимеда	$Ar = \frac{gl^3}{\nu^2} \cdot \frac{\rho - \rho_0}{\rho}$
Критерий Грасгофа	$Gr = \frac{\beta gl^3}{\nu^2} \Delta t$
Критерий поверхностного натяжения Вебера	$We = \frac{\delta}{(\gamma_1 - \gamma_2) l^2}$
<i>Б. Тепловое подобие</i>	
Критерий краевого подобия Бю	$Bi = \frac{\alpha l}{\lambda_{\text{тела}}}$
Критерий тепловой гомохронности Фурье	$Fo = \frac{\alpha\tau}{l^2}$
Критерий теплового подобия Пекле	$Pe = \frac{\omega l}{a}$
Критерий подобия температурных и скоростных полей Прандтля	$Pr = \frac{Pe}{Re} = \frac{\nu}{a}$

Наименование	Определение
Критерий конвективной теплоотдачи Нуссельта	$Nu = \frac{\alpha l}{\lambda_{\text{газ}}}$
Критерий конвективного переноса тепла Маргулиса	$\frac{Nu}{Pe} = \frac{\alpha}{C_p \rho \omega}$
Критерий радиационного теплообмена Больцмана	$Bo = \frac{\sigma_0 T^3}{\rho \omega C_p}$ или $\frac{\rho \omega C_p}{\sigma_0 T^3}$

В выражениях для критериев приняты следующие обозначения и размерности определяющих величин:

- P — сила, кГ ;
 l — линейный размер, характерный для системы, м ;
 m — масса, кг ($\text{кГ} \cdot \text{сек}^2 / 9,81 \text{ м}$);
 ω — скорость, м/сек ;
 τ — время, сек или ч ;
 ν — кинематическая вязкость, $\text{м}^2/\text{сек}$;
 μ — динамическая вязкость, $\text{кГ} \cdot \text{сек}/\text{м}^2$;
 ρ — плотность, $\text{кг}/\text{м}^3$ ($\text{кГ} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^4$);
 Δp и p — давление, $\text{кГ}/\text{м}^2$;
 c — скорость звука в данной среде, м/сек ;
 g — земное ускорение, м/сек^2 ;
 β — коэффициент объемного расширения, $1/\text{град}$;
 Δt — разность температур, град ;
 δ — поверхностное натяжение, $\text{кГ}/\text{м}$;
 γ — удельный вес, $\text{кГ}/\text{м}^3$;
 α — коэффициент теплообмена [$\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{град})$];
 λ — коэффициент теплопроводности [$\text{ккал}/(\text{м} \cdot \text{ч} \cdot \text{град})$];
 a — коэффициент температуропроводности, $\text{м}^2/\text{ч}$;
 C_p — удельная массовая теплоемкость [$\text{ккал}/(\text{кг} \cdot \text{град})$];
 σ_0 — коэффициент излучения абсолютно черного тела [$\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{К}^4)$];
 T — температура, $^\circ\text{К}$.

3. Методы нахождения критериев подобия

Критерии подобия физических явлений могут быть получены двумя методами. Если исследуемое явление имеет математическое описание в виде системы дифференциальных (интегральных) уравнений и совокупности условий однозначности¹, то критерии

¹ Условия однозначности позволяют выделить рассматриваемое явление из большого множества явлений, описываемых дифференциальными уравнениями определенного вида.

Условия однозначности состоят из геометрических, физических, граничных и временных условий, уточняющих размеры и форму тел, физические свойства тел и среды, особенности протекания процессов на границах тел и во времени.

подобия могут быть получены различными преобразованиями этих уравнений с учетом условий однозначности. Это наиболее достоверный метод вывода критериев подобия. Если исследуемое явление не имеет математического описания, то критерии подобия для него могут быть получены с помощью анализа размерностей величин, существенно влияющих на это явление. Этот метод менее надежен и таит в себе возможности ошибок.

При математическом описании явлений критерии подобия могут быть получены тремя способами: 1) способом подобных преобразований; 2) способом интегральных аналогов; 3) способом приведения уравнений к безразмерному виду.

Способ подобных преобразований заключается в следующем:

1) составляют систему основных дифференциальных (интегральных) уравнений и условия однозначности, математически описывающие данное физическое явление;

2) все величины, входящие в эти уравнения, заменяют пропорциональными им величинами, умножая на соответствующие масштабы подобия;

3) полученные при этом масштабные комплексы всех членов каждого уравнения приравнивают один к другому, и таким образом из каждого уравнения получают систему определенных равенств;

4) делением одной части каждого равенства на другую получают равные единице определенные безразмерные масштабные комплексы, представляющие собой «масштабы подобия» искомого критерия подобия;

5) в эти масштабные комплексы вместо масштабов величин подставляют соответствующие отношения величин и после их группировки получают сами критерии подобия.

Поясним применение способа подобных преобразований на простейшем примере. Пусть имеется некоторое динамическое явление, которое описывается вторым законом Ньютона (сила P равна массе m , умноженной на ускорение $\frac{\omega}{\tau}$, где ω — скорость, а τ — время), выраженным в форме уравнения

$$P = m \frac{\omega}{\tau}.$$

Заменим все величины, входящие в это уравнение, аналогичными им пропорциональными величинами, пользуясь масштабами подобия:

$$P = C_p P'; \quad m = C_m m'; \quad \omega = C_\omega \omega'; \quad \tau = C_\tau \tau'.$$

Новое уравнение полученное, после подстановки

$$C_p P' = C_m m' \frac{C_\omega \omega'}{C_\tau \tau'}.$$

После группировки масштабов подобия

$$C_p P' = \frac{C_m C_\omega}{C_\tau} \cdot \frac{m' \omega'}{\tau'}.$$

Сравнивая это новое уравнение с исходным уравнением, можно утверждать, что оба эти уравнения, выражающие один и тот же закон, для одних и тех же величин и для одной и той же системы, должны быть совершенно тождественны. Это возможно, если в последнем уравнении масштабные комплексы, составленные из масштабов подобия, взаимно сокращаются, т. е.

$$C_p = \frac{C_m C_\omega}{C_\tau}.$$

После деления обеих частей полученного равенства на выражение, находящееся в правой части, находим масштабный комплекс

$$\frac{C_p C_\tau}{C_m C_\omega} = 1.$$

Если теперь вместо масштабов подобия в полученное выражение подставить их значения через основные определяющие величины и сгруппировать по системам величин, то получим выражение для критерия Ньютона (критерий динамического подобия)

$$\frac{P\tau}{m\omega} = \frac{P'\tau'}{m'\omega'} \text{ или } \frac{P\tau}{m\omega} = Ne = \text{idem.}$$

Заменяя время τ через путь l и скорость ω , $\tau = \frac{l}{\omega}$, можно получить другой вид критерия Ньютона:

$$Ne = \frac{Pl}{m\omega^2}.$$

Следовательно, одно из условий динамического подобия двух явлений или систем — одинаковое значение для них критерия Ньютона.

Способ интегральных аналогов построен на правиле замещения, согласно которому в случае подобия явлений вместо производных любого порядка от характерных величин можно рассматривать отношения соответствующих величин, так называемые их интегральные аналоги. Порядок применения этого способа следующий:

1) так же как и при предыдущем способе, составляют систему основных дифференциальных (интегральных) уравнений и условия однозначности;

2) все производные любых порядков заменяют их интегральными аналогами, иначе говоря, все знаки дифференцирования отбрасывают;

3) одновременно все входящие в уравнение компоненты векторов по осям координат заменяют абсолютными значениями векторов. Координаты заменяют характерным линейным размером системы;

4) все знаки равенства, сложения и вычитания заменяют знаком подобия, т. е. пропорциональности;

5) делением всех полученных комплексов каждой пропорции на какой-либо один из них приводят их к виду безразмерных комплексов, представляющих собой искомые критерии подобия.

Поясним применение этого способа на примере, разобранным для иллюстрации способа подобных преобразований. В отличие от него, уравнение, описывающее явление, примем в дифференциальной форме, в котором $U = \frac{w}{\tau}$ — ускорение:

$$\frac{dP}{d\tau} = m \frac{dU}{d\tau}.$$

Отбрасываем знаки дифференцирования и заменяем знак равенства знаком пропорциональности:

$$\frac{P}{\tau} \sim m \frac{U}{\tau}.$$

Приводим к безразмерному виду делением обеих частей пропорции на выражение, находящееся в ее правой части, и после замены U на $\frac{w}{\tau}$ получаем критерий Ньютона:

$$\frac{P}{mU} = \frac{P\tau}{m w} = \text{idem} = Ne.$$

Способ приведения уравнений к безразмерному виду заключается в следующем:

1) выбирают единицы измерения для всех переменных, входящих в систему основных дифференциальных уравнений и условий однозначности;

2) все переменные величины заменяют их безразмерными значениями, т. е. их отношениями к выбранным единицам измерения;

3) получающиеся при этом степенные комплексы из параметров уравнений и единиц измерения также приводят к безразмерному виду делением их на какой-либо один из них. Полученные в итоге безразмерные степенные комплексы и являются критериями подобия.

Возьмем опять тот же пример с уравнением в дифференциальной форме:

$$\frac{dP}{d\tau} = m \frac{dU}{d\tau}.$$

В качестве единиц измерения примем единицы, обозначаемые теми же буквами, но со знаком «₀», а безразмерные значения величин обозначим теми же буквами, но со знаком «₁». Тогда

$$P_1 = \frac{P}{P_0}; \quad \tau_1 = \frac{\tau}{\tau_0}; \quad U_1 = \frac{U}{U_0};$$

Заменяем в исходном уравнении все переменные на их безразмерные значения

$$\frac{P_0}{\tau_0} \frac{dP_1}{d\tau_1} = m \frac{U_0}{\tau_0} \frac{dU_1}{d\tau_1},$$

после деления на $\frac{mU_0}{\tau_0}$ получим

$$\frac{P_0}{mU_0} \cdot \frac{dP_1}{d\tau_1} = \frac{dU_1}{d\tau_1}.$$

Критерий подобия после подстановки в него $U_0 = \frac{\omega_0}{\tau_0}$:

$$\frac{P_0}{mU_0} = \frac{P_0\tau_0}{m\omega_0} = \text{idem} = Ne.$$

Если взять основное уравнение не в дифференциальной форме, а в виде

$$P = m \frac{\omega}{\tau},$$

то его можно сразу привести к безразмерной форме делением на $\frac{m\omega}{\tau}$:

$$\frac{P\tau}{m\omega} = 1.$$

Следовательно,

$$\frac{P\tau}{m\omega} = \text{idem} = Ne.$$

Анализ размерностей позволяет найти критерии подобия даже в том случае, если исследуемое явление (система) не имеет математического описания. Покажем сущность этого метода на примере той же динамической системы, допустив, что мы не знаем уравнения, описывающего ее закономерности. Для применения этого метода надо только знать, какие величины определяют эту систему и их размерности. Для исследуемой динамической системы можно утверждать, что

$$P = f(M, \omega, T),$$

где величины и их размерности определяются по табл. II.

Таблица II

Размерность величин, определяющих динамическую систему

Величина	Обозначение или символ	Размерность	Единицы измерения
Сила	P	$m\tau^{-2}$	кг. м/сек ²
Масса	M	m	кг
Скорость	ω	$l\tau^{-1}$	м/сек
Время	T	τ	сек

Решение нашей задачи следует дать в безразмерных переменных, к которым предъявляется только одно требование: они должны представлять собой произведение степеней размерных величин, существенно влияющих на исследуемую систему.

Мы не высказываем никаких предположений ни относительно числа этих переменных, ни относительно их взаимных функцио-

нальных связей. В соответствии со сказанным выше, безразмерные переменные должны иметь следующую форму:

$$P^a M^b \omega^c T^d,$$

где буквами a , b , c и d обозначены неизвестные нам пока еще показатели степеней.

Если теперь в этом выражении заменить каждую из величин соответствующей ей размерностью, то для размерности самой искомой переменной получим выражение

$$(m l \tau^{-2})^a m^b (l \tau^{-1})^c \tau^d = m^{a+b} l^{a+c} \tau^{d-2a-c}.$$

Условием безразмерности всего полученного выражения в целом является равенство нулю суммы показателей при каждой размерности. По числу первичных величин той системы единиц, которая отвечает рассматриваемому явлению, мы получим три уравнения для определения четырех показателей, а именно:

для массы m

$$a + b = 0;$$

для длины l

$$a + c = 0;$$

для времени τ

$$d - 2a - c = 0.$$

Таким образом, число показателей степени, для которых значения могут быть выбраны произвольно, равно $4 - 3 = 1$. Пусть это будет, например, d . Тогда остальные показатели: a , b и c определяются через d решением трех полученных выше уравнений, а именно: $a = d$; $b = -d$; $c = -d$.

Если теперь вновь вернуться к самим величинам, то безразмерная переменная примет следующий вид:

$$P^d M^{-d} \omega^{-d} T^d, \text{ или } \left(\frac{PT}{M\omega} \right)^d.$$

Примем $d = 1$ * и получим искомый критерий:

$$\frac{PT}{M\omega} = \text{idem} = Ne.$$

Этот результат отвечает принципу, который установил Е. Букин-гем в виде так называемой π -теоремы: Функция, связывающая m размерных величин, выраженных в системе единиц измерения, содержащей n основных единиц, приводится к зависимости между безразмерными переменными (критериями) общим числом $m - n$.

* Если при анализе размерностей число выбираемых произвольно показателей степеней превышает 1, тогда поочередно каждая из этих величин приравнивается к 1, а остальные — к нулю, в соответствии с чем число критериев получается равным $m - n$.

4. Теоремы подобия

Теория подобия базируется на следующих трех основных теоремах.

Первая теорема подобия: подобные между собой явления имеют одинаковые критерии подобия.

Вторая теорема подобия устанавливает возможность представления интеграла как функции от критериев подобия дифференциального уравнения, описывающего данное явление. Другая, более простая формулировка второй теоремы: закономерности явлений могут быть выражены через критерии подобия в виде так называемых критериальных уравнений, справедливых для всех подобных между собой явлений.

Третья теорема подобия: подобны те явления, условия однозначности которых подобны, и критерии, составленные из условий однозначности (так называемые определяющие критерии), численно одинаковы. Под условиями однозначности подразумеваются величины и параметры, от которых зависят основные закономерности рассматриваемых явлений, т. е. температура, давление, скорость и т. п.

Как следует из формулировки теорем, первые две описывают свойства подобных явлений, а третья определяет условия, необходимые для достижения подобия в двух явлениях (системах). Теория подобия позволяет, не интегрируя дифференциальные уравнения, описывающие явления, получить из них критерии подобия и, используя экспериментальные данные, установить критериальные зависимости, справедливые для всех подобных между собой явлений. Эти обобщенные зависимости справедливы лишь в границах подобных явлений и их нельзя распространять за эти границы. Таким образом, теория подобия не дает решений, пригодных на все случаи, а позволяет лишь обобщать опытные данные и распространять их на группу подобных явлений и процессов.

Теория подобия по своей сущности является теорией эксперимента, так как она указывает, какие величины надо измерять в опытах, как обрабатывать результаты опытов и на какие явления можно распространять обобщенные результаты эксперимента. Из первой теоремы вытекает, что в опытах надо измерять все те величины, которые содержатся в критериях подобия изучаемого процесса. Вторая теорема говорит о том, что результаты опытов надо обрабатывать в форме критериев подобия и зависимости между ними представлять в виде критериальных уравнений. Третья теорема показывает, что изучаемому процессу подобны те процессы, у которых подобны условия однозначности и равны определяющие критерии.

5. Приложение теории подобия к некоторым печным процессам

Рассмотрим теперь приложение теории подобия к двум основным рабочим процессам, протекающим в металлургических печах, — к процессу движения газов и к процессу теплообмена.

Пусть имеются два подобных между собой одномерных потока вязкого несжимаемого газа (или жидкости), двигающихся только вдоль оси Ox . Установим для них условия гидромеханического подобия, используя изложенные выше положения и методы теории подобия и, в частности, способ подобных преобразований. Движение газов описывается двумя основными уравнениями газовой механики — уравнением сплошности и уравнением движения Навье—Стокса, которые были выведены в гл. 5. Эти уравнения для одномерного движения газа вдоль оси Ox значительно упрощаются при исключении всех частных производных по координатам y и z , кроме суммы второй производной при коэффициенте динамической вязкости μ в уравнении Навье—Стокса, где эта сумма заменяется одной производной по оси, перпендикулярной к направлению движения:

$$\frac{\partial^2 \omega_x}{\partial z^2}.$$

В соответствии с этим для первой системы указанные уравнения будут иметь вид:

уравнение сплошности

$$\frac{\partial \omega'}{\partial x'} = 0;$$

уравнение движения

$$\rho' \frac{\partial \omega'}{\partial \tau'} + \rho' \left(\omega' \frac{\partial \omega'}{\partial x'} \right) = \rho' g' - \frac{\partial p'}{\partial x'} + \mu' \frac{\partial^2 \omega'}{(\partial z')^2}.$$

Для второй системы соответственно

$$\frac{\partial \omega''}{\partial x''} = 0;$$

$$\rho'' \frac{\partial \omega''}{\partial \tau''} + \rho'' \left(\omega'' \frac{\partial \omega''}{\partial x''} \right) = \rho'' g'' - \frac{\partial p''}{\partial x''} + \mu'' \frac{\partial^2 \omega''}{(\partial z'')^2}.$$

Так как рассматриваемые системы подобны, то для них можно написать следующие математические условия подобия и определить масштабы или константы подобия:

$$\frac{x''}{x'} = \frac{z''}{z'} = C_l; \quad \frac{\omega''}{\omega'} = C_w; \quad \frac{\tau''}{\tau'} = C_\tau; \quad \frac{\rho''}{\rho'} = C_\rho; \quad \frac{g''}{g'} = C_g;$$

$$\frac{p''}{p'} = C_p; \quad \frac{\mu''}{\mu'} = C_\mu$$

На основании этих выражений все переменные второй системы могут быть выражены через переменные первой системы:

$$x'' = C_l x'; \quad z'' = C_l z'; \quad w'' = C_w w'; \quad \tau'' = C_\tau \tau'$$

и т. д. Подставим эти зависимости в уравнения сплошности и движения второй системы:

$$\begin{aligned} \frac{C_w}{C_l} \left(\frac{\partial w'}{\partial x'} \right) &= 0; \\ \frac{C_\rho C_w}{C_\tau} \left(\rho' \frac{\partial w'}{\partial \tau'} \right) + \frac{C_\rho C_w^2}{C_l} \left(\rho' w' \frac{\partial w'}{\partial x'} \right) &= \\ = C_\rho C_g (\rho' g') - \frac{C_p}{C_l} \left(\frac{\partial p'}{\partial x'} \right) + \frac{C_\mu C_w}{C_l^2} \left(\mu' \frac{\partial^2 w'}{(\partial z')^2} \right). \end{aligned}$$

Теперь уравнения, описывающие оба газовых потока, выражены через величины, характеризующие первый поток. Из обоих уравнений эти величины должны определяться одинаковым образом, а это возможно только при условии полного тождества уравнений. Тождество уравнений получится в том случае, если комплексы, составленные из масштабов подобия, в уравнениях сокращаются, а это возможно при их взаимном равенстве. На основании этого получаем ряд ограничительных условий из уравнения движения:

$$\begin{array}{ccccc} \frac{C_\rho C_w}{C_\tau} = & \frac{C_\rho C_w^2}{C_l} = & C_\rho C_g = & \frac{C_p}{C_l} = & \frac{C_\mu C_w}{C_l^2} \\ (1) & (2) & (3) & (4) & (5) \end{array}$$

Рассматривая члены этого соотношения попарно из всевозможных их комбинаций, можно получить следующие характерные зависимости:

из выражений (1) и (2):

$$\frac{C_\rho C_w}{C_\tau} = \frac{C_\rho C_w^2}{C_l}, \text{ или } \frac{C_w C_\tau}{C_l} = 1;$$

из выражений (2) и (3):

$$\frac{C_\rho C_w^2}{C_l} = C_\rho C_g, \text{ или } \frac{C_g C_l}{C_w^2} = 1;$$

из выражений (2) и (4):

$$\frac{C_\rho C_w^2}{C_l} = \frac{C_p}{C_l}, \text{ или } \frac{C_p}{C_\rho C_w^2} = 1;$$

из выражений (2) и (5):

$$\frac{C_\rho C_w^2}{C_l} = \frac{C_\mu C_w}{C_l^2}, \text{ или } \frac{C_\rho C_w C_l}{C_\mu} = 1;$$

Полученные условия можно представить в виде критериев подобия, для чего вместо масштабов подобия надо подставить их значения через переменные и все величины сгруппировать по индексам:

$$\begin{aligned}\frac{\omega' \tau'}{l'} &= \frac{\omega'' \tau''}{l''}, \text{ или } \frac{\omega \tau}{l} = Ho = \text{idem}; \\ \frac{g' l'}{(\omega')^2} &= \frac{g'' l''}{(\omega'')^2}, \text{ или } \frac{g l}{\omega^2} = Fr = \text{idem}; \\ \frac{\rho'}{(\omega')^2} &= \frac{\rho''}{(\omega'')^2}, \text{ или } \frac{\rho}{\omega^2} = Eu = \text{idem}; \\ \frac{\rho' \omega' l'}{\mu'} &= \frac{\rho'' \omega'' l''}{\mu''}, \text{ или } \frac{\rho \omega l}{\mu} = Re = \text{idem};\end{aligned}$$

Следовательно, при гидромеханическом подобии двух газовых потоков для любых сходственных их точек критерии подобия гомохронности, Фруда, Эйлера и Рейнольдса имеют одинаковое численное значение. Кроме того, условия подобия потоков характеризуются также геометрическим подобием, выражаемым константой подобия.

В некоторых специальных случаях движения газов или жидкостей целесообразно пользоваться несколько видоизмененными критериями гидромеханического подобия. При исследовании движения печных газов, вызываемого разностью удельных весов или плотностей, точное измерение скоростей затруднительно, и поэтому целесообразно скорость исключить. Для этого вместо критерия Фруда применяют критерий Галлилея Ga , получаемый умножением критерия Фруда на квадрат критерия Рейнольдса:

$$Ga = Fr \cdot Re^2 = \frac{g l^3}{\nu^2}. \quad (68)$$

Умножая критерий Ga на отношение плотностей газа в двух точках системы $\frac{\rho - \rho_0}{\rho}$, получим критерий Архимеда Ar , учитывающий подъемную силу газов:

$$Ar = Ga \frac{\rho - \rho_0}{\rho} = \frac{g l^3}{\nu^2} \cdot \frac{\rho - \rho_0}{\rho}. \quad (69)$$

Если разность плотностей газа определяется разностью температуры Δt , то отношение $\frac{\rho - \rho_0}{\rho} = \beta \Delta t$, где β — коэффициент объемного расширения газа. Подставляя это значение в выражение критерия Архимеда, получим критерий Грасгофа Gr :

$$Gr = \beta \frac{g l^3}{\nu^2} \Delta t. \quad (69a)$$

Таким образом, критерии подобия Fr , Ga , Ar и Gr идентичны, так как представляют собой четыре вида одного и того же крите-

рия, характеризующего соотношение различных сил, действующих на газ или жидкость.

При изучении движения газов или жидкостей искомой величиной чаще всего является перепад давления (потеря напора) от преодоления различных сопротивлений. Поэтому одно из основных критериальных уравнений, описывающих закономерности вынужденного изотермического движения газов или жидкостей, — уравнение следующего вида, одинаково справедливое для образца и модели:

$$Eu = f(Re). \quad (70)$$

Тепловое подобие двух систем, в которых происходит конвективный теплообмен, определяется критериями, получаемыми из анализа дифференциальных уравнений, описывающих закономерности явлений, происходящих в этих системах. Математически конвективный теплообмен, происходящий в потоке движущегося газа, можно описать: 1) уравнением сплошности; 2) уравнением движения вязкого газа; 3) уравнением теплопроводности; 4) уравнением теплообмена; 5) условиями однозначности.

Первые два уравнения были только что проанализированы нами и из них были получены критерии гидромеханического подобия газовых потоков Ho , Fr , Eu и Re . Очевидно, что тепловое подобие рассматриваемых систем с конвективным теплообменом в первую очередь требует геометрического и гидромеханического подобия, определяемого одинаковым значением указанных выше критериев.

Посмотрим, какие дополнительные критерии, определяющие тепловое подобие систем, получаются из уравнений теплопроводности и теплообмена.

Уравнение теплопроводности для первой системы

$$\frac{\partial t'}{\partial \tau'} + w_x' \frac{\partial t'}{\partial x'} + w_y' \frac{\partial t'}{\partial y'} + w_z' \frac{\partial t'}{\partial z'} = a' \left(\frac{\partial^2 t'}{(\partial x')^2} + \frac{\partial^2 t'}{(\partial y')^2} + \frac{\partial^2 t'}{(\partial z')^2} \right).$$

Уравнение теплообмена для первой системы

$$\alpha' \Delta t' = -\lambda' \frac{\partial t'}{\partial y'}. \quad (a)$$

Для второй системы соответственно

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial t''}{\partial \tau''} + w_x'' \frac{\partial t''}{\partial x''} + w_y'' \frac{\partial t''}{\partial y''} + w_z'' \frac{\partial t''}{\partial z''} &= a'' \times \\ \times \left(\frac{\partial^2 t''}{(\partial x'')^2} + \frac{\partial^2 t''}{(\partial y'')^2} + \frac{\partial^2 t''}{(\partial z'')^2} \right); & \\ \alpha'' \Delta t'' &= -\lambda'' \frac{\partial t''}{\partial y''}. \end{aligned} \right\} \quad (b)$$

На основании подобия процессов имеем

$$\left. \begin{aligned} \frac{x''}{x'} &= \frac{y''}{y'} = \frac{z''}{z'} = C_l; & \frac{\tau''}{\tau'} &= C_\tau; \\ \frac{\omega''_x}{\omega'_x} &= \frac{\omega''_y}{\omega'_y} = \frac{\omega''_z}{\omega'_z} = C_w; \\ \frac{t''}{t'} &= \frac{\Delta t''}{\Delta t'} = C_t; & \frac{a''}{a'} &= C_a; \\ \frac{\lambda''}{\lambda'} &= C_\lambda; & \frac{\alpha''}{\alpha'} &= C_\alpha. \end{aligned} \right\} \quad (c)$$

Заменяя переменные второй системы через переменные первой, получим:

$$\left. \begin{aligned} \frac{C_t}{C_\tau} \cdot \frac{\partial t'}{\partial \tau'} + \frac{C_w C_t}{C_l} \left(\omega'_x \frac{\partial t'}{\partial x'} + \omega'_y \frac{\partial t'}{\partial y'} + \omega'_z \frac{\partial t'}{\partial z'} \right) &= \\ = \frac{C_a C_t}{C_l^2} a' \left(\frac{\partial^2 t'}{(\partial x')^2} + \frac{\partial^2 t'}{(\partial y')^2} + \frac{\partial^2 t'}{(\partial z')^2} \right); & \\ C_a C_t \alpha' \Delta t' = - \frac{C_\lambda C_t}{C_l} \lambda' \frac{\partial t'}{\partial y'}. & \end{aligned} \right\} \quad (d)$$

Из условия тождественности уравнений (а) и (d) получаем следующие соотношения:

$$\begin{aligned} \frac{C_t}{C_\tau} &= \frac{C_a C_t}{C_l^2}, \text{ или } \frac{C_a C_\tau}{C_l^2} = 1; \\ \frac{C_w C_t}{C_l} &= \frac{C_a C_t}{C_l^2} \text{ или } \frac{C_w C_l}{C_a} = 1; \\ C_a C_t &= \frac{C_\lambda C_t}{C_l}, \text{ или } \frac{C_a C_l}{C_\lambda} = 1; \end{aligned}$$

Подставив теперь вместо масштабов подобия их значения из соотношений (с) и разделив переменные, получим критерии теплового подобия:

$$\begin{aligned} \frac{a' \tau'}{(l')^2} &= \frac{a'' \tau''}{(l'')^2}, \text{ или } \frac{a \tau}{l^2} = Fo = \text{idem}; \\ \frac{\omega' l'}{a'} &= \frac{\omega'' l''}{a''}, \text{ или } \frac{\omega l}{a} = Pe = \text{idem}; \\ \frac{\alpha' l'}{\lambda'} &= \frac{\alpha'' l''}{\lambda''}, \text{ или } \frac{\alpha l}{\lambda} = Nu = \text{idem}; \end{aligned}$$

Следовательно, при тепловом подобии между собой двух или нескольких систем с конвективным теплообменом для любых сходственных точек критерии подобия Фурье, Пекле и Нуссельта имеют одни и

те же значения. При экспериментальном изучении теплообмена конвекцией критериальное уравнение имеет вид

$$Nu = f(Fo, Re, Pe, Gr) \text{ или } Nu = f(Fo, Re, Gr, Pr). \quad (71)$$

Тепловое подобие процесса нестационарной теплопроводности через бесконечную плоскую стенку определяется критериями подобия, выводимыми из анализа уравнений, описывающих этот процесс. Основное дифференциальное уравнение теплопроводности для одномерного поля

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = a \frac{\partial^2 t}{\partial x^2}. \quad (a)$$

Граничные условия, определяемые процессом теплообмена поверхности стенки со средой, при $x = \pm s$ где s — половина толщины стенки,

$$-\lambda_{\text{стенки}} \frac{\partial t}{\partial x} = \pm \alpha (t_{\text{пов}} - t_{\text{среды}}). \quad (b)$$

Упростим уравнения (a) и (b), применив температурную шкалу с отсчетом температур от постоянной температуры среды $t_{\text{среды}}$. Обозначим $T = t - t_{\text{среды}}$, при этом $dT = dt$, тогда из уравнения (a) и (b) получим (c) и (d):

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = a \frac{\partial^2 T}{\partial x^2}; \quad (c)$$

$$-\lambda_{\text{стенки}} \frac{\partial T}{\partial x} = \pm \alpha T. \quad (d)$$

Применим в данном случае для вывода критериев подобия способ интегральных аналогов. Отбрасываем знаки дифференцирования в уравнениях (c) и (d) и одновременно координаты заменяем характерным размером, а все знаки равенства, сложения и вычитания заменяем знаком пропорциональности:

$$\frac{T}{\tau} \propto \frac{aT}{s^2} \text{ и } \frac{\lambda_{\text{стенки}} T}{s} \propto \alpha T.$$

Приводим полученные комплексы к безразмерному виду и получаем критерии подобия:

$$\frac{a\tau}{s^2} = Fo = \text{idem}; \quad \frac{\alpha s}{\lambda_{\text{стенки}}} = Bi = \text{idem}.$$

Оба эти критерия подобия — Фурье и Био — являются определяющими, так как состоят из заданных величин. Так как других критериев подобия данного явления нет, то уравнений связи между критериями подобия также не будет. Критериальное урав-

нение может быть только одно, связывающее безразмерную температуру $\theta = \frac{T}{T_0}$ с критериями подобия и безразмерной пространственной координатой $X = \frac{x}{s}$:

$$\theta = \Phi (Fo, Bi, x).$$

6. Практика физического моделирования

Практика моделирования различных систем и процессов показывает, что точное соблюдение всех условий подобия, вытекающих из теории подобия, весьма затруднительно, а иногда и невозможно. Поэтому приходится несколько упрощать условия подобия и прибегать к приближенному моделированию, которое, как показывают многочисленные исследования, дает вполне приемлемую для техники точность. Моделирование гидродинамических и теплообменных процессов стало широко применяться в результате работ М. В. Кирпичева и М. А. Михеева, установивших основные принципы и приемы приближенного моделирования этих процессов.

Приближенное моделирование движения газов и жидкостей и процессов теплообмена оказалось возможным вследствие особенностей движения вязких газов и жидкостей, заключающихся в стабильности и автомодельности потоков, а также в возможности применения локального моделирования.

Стабильностью называется свойство газа или жидкости принимать вполне определенное распределение скоростей при движении по каналам различной формы, не зависящее от условий входа газа или жидкости в этот канал и определяемое только характером движения, т. е. критерием Re . Как бы ни искажалась при входе в канал картина распределения скоростей, при дальнейшем движении по каналу на некотором расстоянии от входа все искажения сглаживаются и поток имеет эпюру скоростей, строго соответствующую ламинарному или турбулентному режиму движения.

Автомодельность (самоподобие) газовых или жидкостных потоков заключается в том, что в широких пределах областей ламинарного или турбулентного режима движения эпюра скоростей не зависит от численного значения Re (а следовательно, и от скорости и количества газа), если они не вызывают изменения характера движения.

Локальное тепловое моделирование заключается в том, что подобие теплообмена устанавливается не по всей печи в целом (что весьма затруднительно), а по отдельным ее участкам, на которых поочередно и исследуется теплообмен. Результаты моделирования по отдельным участкам соответствующим образом суммируются, в результате чего удается получить общую картину теплообмена по всей печи в целом.

Приближенное моделирование движения газов в металлургических печах может проводиться на воздушных и водяных моделях этих печей с соблюдением следующих условий:

- а) модель должна быть геометрически подобной образцу;
- б) входные отверстия для газов в модели должны быть геометрически подобны входным отверстиям у образца. Это условие можно не соблюдать при большой длине печей или искусственном удлинении модели для стабилизации потока газов;
- в) исследование должно проводиться при Re модели, лежащем в автомодельной области. Достижение автомодельной области определяется постоянством критерия Eu или коэффициента гидравлического сопротивления модели при изменяющемся значении Re модели.

Моделированием движения газов можно: 1) установить общую картину движения газов в печи, распределение и интенсивность газовых потоков; 2) определять гидравлическое сопротивление печи и отдельных ее участков; 3) проверять влияние различных конструктивных видоизменений печи на движение газов и др.

Приближенное моделирование конвективного теплообмена в металлургических печах можно проводить также на воздушных и водяных моделях отдельных участков печей с соблюдением следующих условий:

- а) соблюдение изложенных выше условий приближенного моделирования движения газов;
- б) исследование должно проводиться локально — по наиболее характерным участкам или зонам печи с последующим суммированием частных результатов.

Моделированием конвективного теплообмена можно определять значение коэффициентов теплоотдачи конвекцией в печах и воздухоподогревателях, а также оценивать роль отдельных участков и поверхностей в тепловой работе печей.

Приближенное моделирование электрических полей для электрических печей с электродами, погруженными в слой шлака, как было установлено исследованиями автора, можно проводить на водяных моделях этих печей с соблюдением следующих условий:

- а) геометрическое подобие электродов, их размещение в ванне и самой ванны по размерам и положению слоев шлака и металлических сплавов, а также по расположению плавящейся шихты;
- б) подбор материалов для заполнения ванны моделей по электрическим характеристикам физически подобных соответствующим материалам и продуктам заводских электропечей;
- в) изображение результатов моделирования в безразмерных величинах напряжения.

Примеры моделирования. Для большего уяснения сущности и возможностей метода моделирования рассмо-

трим два примера использования моделей для исследования отражательных и электрических печей.

Установка воздушной модели отражательной печи, показанная на рис. 61, состоит из воздушной модели печи 1, газового счетчика 2, воздуходувки 3 и микроманометра для измерения перепада давления в модели 4. Воздушные модели отражательных печей изготовлены из латуни и органического стекла и представляют собой упрощенные геометрические копии заводских печей в масштабе $1/25 - 1/100$ натуральной величины. Рабочей средой в этих моделях обычно является воздух и в некоторых опытах вода,

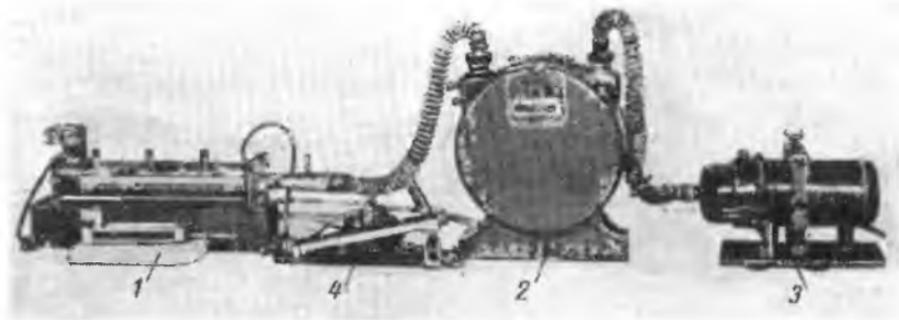


Рис. 61. Установка воздушной модели отражательной печи

которая циркулирует на специальном водяном стенде. Установка с воздушной или водяной моделью позволяет: 1) определять картину движения газов в печах, наблюдая за движением воздуха, подкрашенного дымом или пылью, или воды, покрашенной краской; 2) изучать процесс уноса пыли из печного пространства; 3) определять гидравлическое сопротивление печей, находя экспериментально критериальную зависимость $Eu = f(Re)$ и распространяя найденное значение критерия Эйлера для автомоделльной области на заводские печи. Результаты экспериментального исследования на модели гидравлического сопротивления отражательных печей, обработанные в форме зависимости критериев $Re = \frac{\omega l}{\nu}$ и $Eu = \frac{\Delta p}{\rho \omega^2 l}$, приведены на графике рис. 62. Рас-

смотрение этого графика показывает, что автомоделльная область для модели отражательной печи обнаруживается при значении критерия Рейнольдса около 4000—5000, т. е. в области уже явно выраженного турбулентного режима движения газов. Значение критерия Эйлера для автомоделльной области составляет около 3,7. Используя полученное на модели значение критерия Эйлера в автомоделльной области и подставляя в него величину плотности газов ρ , характерную для заводских отражательных печей, получим

уравнение, показывающее зависимость сопротивления печей Δp , мм вод. ст., от скорости движения газов ω_t , м/сек:

$$\Delta p = 0,08\omega_t^2.$$

Подставив в это уравнение значение $\omega_t = 5 \div 8$ м/сек, характерное для отражательных печей, получим значение $\Delta p = 2 \div 5$ мм вод. ст., что хорошо совпадает с данными измерений на заводских печах.

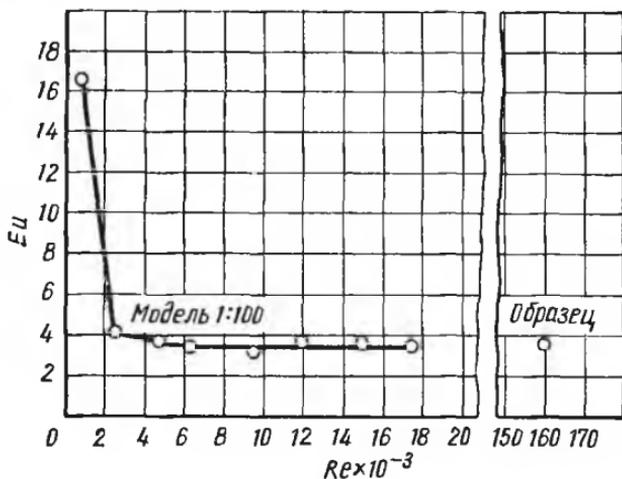


Рис. 62. Критерияльная характеристика движения газов в отражательной печи, по данным моделирования

Установка водяной модели трехэлектродной рудоплавильной электропечи с электродами, погруженными в шлак, показана на рис. 63. Модель состоит из стеклянной ванны, наполненной водным раствором хлористого калия, моделирующего шлак, с опущенными в раствор тремя графитовыми электродами. На дне ванны располагается слой ртути или медная пластина, моделирующие слой штейна. Все основные размеры ванны, электродного устройства, расположения электродов и толщины слоев раствора хлористого калия и ртути геометрически точно воспроизводят заводскую электропечь в масштабе 1/20—1/50 натуральной величины. Устройство модели позволяет регулировать глубину погружения в раствор каждого электрода в отдельности механизмами подъема электродов, а также электродов вместе при помощи подъема столика с ванной. В сеть питания модели электроэнергией включены амперметр, вольтметр и ваттметр. Для снятия электрических полей применяют схему, состоящую из чувствительного вольтметра с большим внутренним сопротивлением или лампового вольтметра, соединенного одной клеммой с медной пластинкой

От печного трансформатора

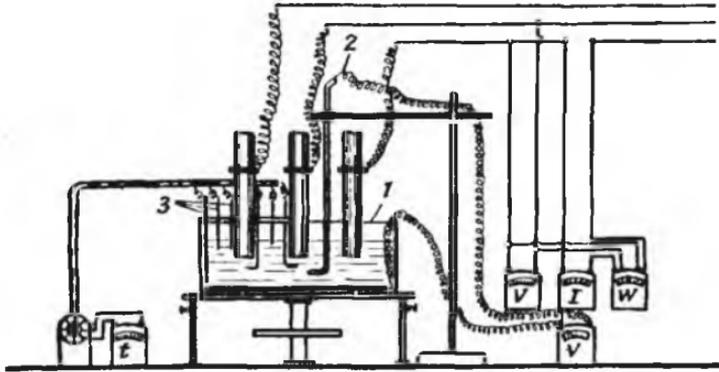


Рис. 63. Схема установки водяной модели электропечи:

1 — ванна; 2 — подвижной щуп; 3 — термопара

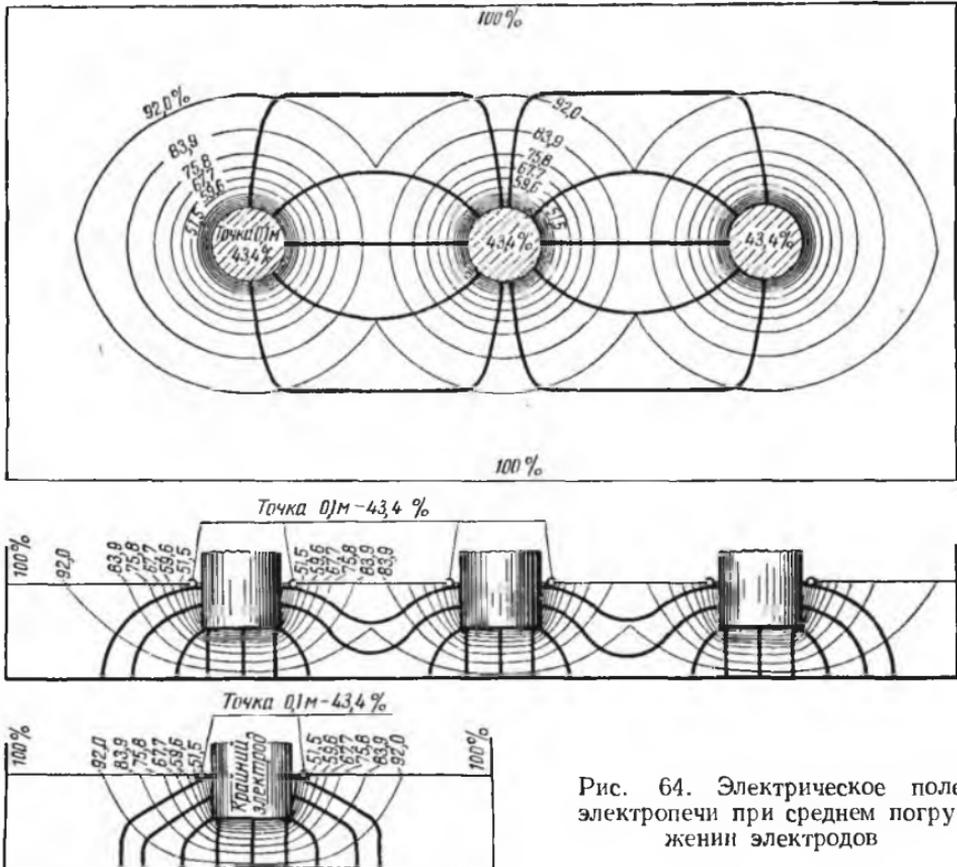


Рис. 64. Электрическое поле электропечи при среднем погружении электродов

или слоем ртути, а другой клеммой — с подвижным щупом 2, позволяющим измерять напряжение в любой точке раствора. Для координации щупа в пространстве применяют систему специальных линеек, закрепленных на бортах модели. На описанной водяной модели электропечи можно определять электрические поля заводских электропечей, картину конвекционного движения шлака и плавления шихты и др.

На рис. 64 показано электрическое поле трехэлектродной прямоугольной электропечи без шихты при среднем заглублении электродов, снятое на водяной модели и подтвержденное контрольными измерениями на заводской электропечи. Тонкие линии изображают изопотенциальные поверхности, около которых стоят цифры падения напряжения в процентах от фазового напряжения. Толстыми линиями показаны линии прохождения тока в слое шлака. Методика исследования электрических печей на водяных моделях получила теперь широкое распространение.

7. Математическое моделирование (метод аналогий)

Выше уже указывалось, что математическое моделирование заключается в решении уравнений, описывающих исследуемое явление или систему с помощью специальных устройств, в которых протекающие процессы описываются одинаковыми с исследуемым объектом уравнениями. При этом физическая природа этих устройств может не иметь ничего общего с исследуемыми явлениями. Такие устройства называются математическими моделями явлений (систем) или их аналогами. Если эти устройства позволяют решать на них уравнения, описывающие различные явления, путем изменений в схеме этих устройств, то они приобретают универсальный характер и называются моделирующими или вычислительными машинами. К этому классу устройств в первую очередь относятся аналоговые вычислительные машины, которые могут быть гидравлическими, пневматическими, механическими и электронными в зависимости от физической природы составляющих их узлов. Наиболее распространены в настоящее время электронные машины.

Все изложенное показывает, что для математического моделирования явлений или систем обязательным условием является их математическое описание или, как принято называть их, **м а т е м а т и ч е с к а я м о д е л ь**.

Поясним сущность математического моделирования на двух примерах.

Передача тепла теплопроводностью в условиях нестационарного одномерного температурного поля описывается дифференциальным уравнением

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = a \frac{\partial^2 t}{\partial x^2}.$$

Для использования этого уравнения с целью расчета нагрева или охлаждения пластины Э. Шмидт предложил метод конечных разностей, сущность которого подробно описана в гл. 7. По этому

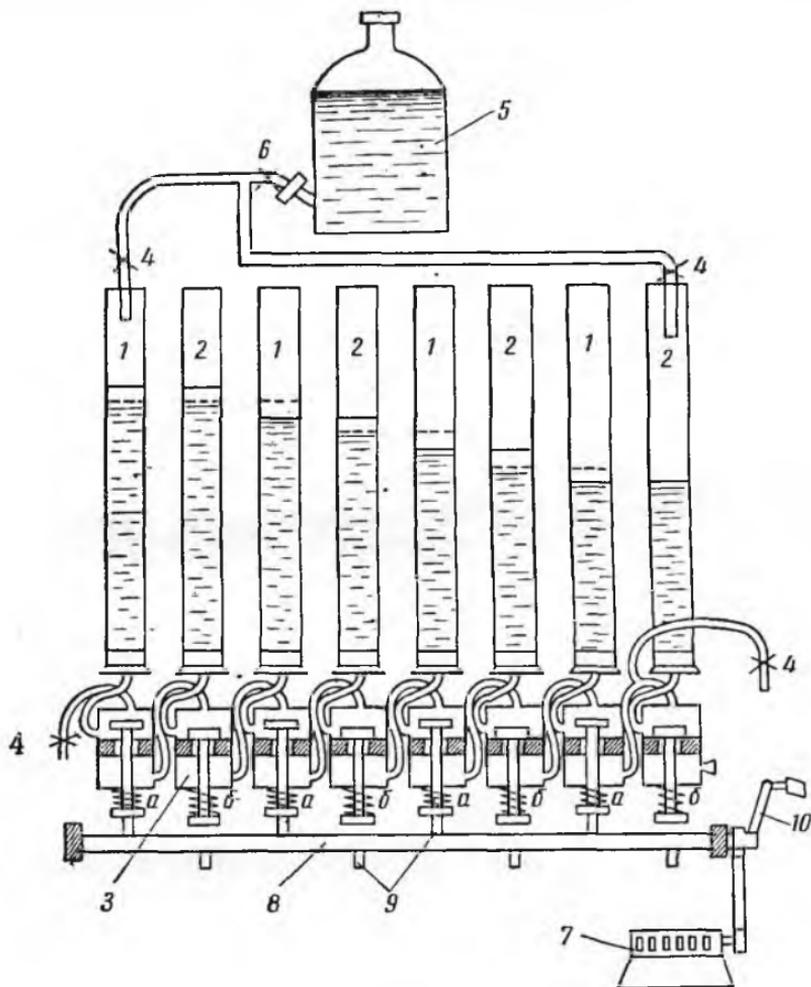


Рис. 65. Схема гидростатического интегратора (положение — начало цикла)

методу решение задачи сводится к ряду последовательных расчетов по уравнению

$$t_{n, k+1} = \frac{1}{2} (t_{n+1, k} + t_{n-1, k}).$$

Это уравнение означает, что температура в середине n -ого слоя в отрезок времени $k + 1$ есть среднее арифметическое от температур двух прилежащих слоев (под номерами $n + 1$ и $n - 1$) за предшествующий отрезок времени k . Уравнение получено при

условии разделения пластины на слои толщиной Δx , m , с порядковыми номерами $(n - 3)$, $(n - 2)$, $(n - 1)$, n , $(n + 1)$, $(n + 2)$ и т. д. и времени на равные интервалы $\Delta t = \Delta x^2/2a$ с порядковыми номерами k , $k + 1$, $k + 2$ и т. д. (см. рис. 79).

Решение этого уравнения весьма просто осуществляется на гидравлическом устройстве, называемом гидростатическим интегратором (рис. 65). Интегратор состоит из набора стеклянных цилиндров 1 и 2 , наполненных водой и сообщающихся между собой через клапаны 3 , которые при работе то открываются, то закрываются с помощью штифтов 9 , насаженных на вал 8 . Вал приводится во вращение через рукоятку 10 . При этом два соседних клапана никогда не могут быть открыты или закрыты одновременно. В данном интеграторе имеется восемь цилиндров, каждая пара которых $1-2$ отображает один слой Δx . Следовательно, на данном интеграторе можно делать расчет изменения температуры в пластине, условно разделенной на четыре слоя. Температура в каждом слое определяется уровнем воды в цилиндрах, для чего выбирают соответствующий масштаб, например 10 град/см . Один поворот вала 8 соответствует переключению сначала одной группы клапанов a , а затем другой b и одновременно увеличивает показание счетчика циклов 7 на единицу.

При открывании клапанов типа a выравниваются уровни в каждой паре сосудов. При открывании клапанов типа b вода перетекает из одной группы сосудов в другую. Это перетекание отображает процесс передачи тепла теплопроводностью от первого элементарного слоя толщиной Δx ко второму, от второго к третьему и т. д. Перед каждым циклом уровни воды в крайних сосудах изменяют, открывая краны 4 и 6 и доливая воду из напорного резервуара 5 (случай нагрева пластины) или выпуская воду (случай охлаждения пластины). Уровень воды в крайних сосудах изменяют в соответствии с заданным изменением во времени температуры наружных слоев пластины, чем задаются краевые условия решения задачи. Если в одном из соседних сосудов уровень воды 800 мм , а в другом 700 мм , то при открывании клапана между ними уровень в обоих сосудах станет 750 мм . Таким образом, интегратор за один цикл даст среднеарифметическое значение сначала между слоями, затем внутри слоев. Каждые два последовательных переключения клапанов (т. е. один поворот рукоятки 10) будет соответствовать отрезку времени Δt . А температура в середине каждого слоя в отдельные отрезки времени будет изображаться уровнем воды в двух сообщающихся сосудах одной группы (т. е. $1-2$).

Порядок работы на гидростатическом интеграторе следующий. Вначале, соединив сосуды одного слоя попарно между собой (начало цикла), устанавливают начальные уровни воды, соответствующие начальным температурам в слоях пластины. Это осуществляется с помощью кранов 4 и передвижных резиновых шлангов. Рассчитывают время $\Delta t = \Delta x^2/2a$ и, определяющее продолжи-

тельность одного цикла нагрева или охлаждения. Далее с помощью рукоятки 10 открывают клапаны типа б, это положение выдерживают до полного выравнивания уровней в соединенных сосудах, а затем снова поворотом рукоятки 10 открывают клапаны а и ожидают полного выравнивания уровней в соединенных сосудах. На этом один временной цикл Δt заканчивается и по уровням в сосудах, изображающих 2-й и 3-й слои, находят температуру этих слоев по истечении отрезка времени Δt .

Далее по условиям нагрева или охлаждения пластины (краевые условия) устанавливают уровни воды в крайних парах сосудов, изображающих температуры в середине первого и четвертого слоев пластины в следующий отрезок времени и проводят второй цикл открытия клапанов. После его завершения вновь снимают показания уровней воды в сосудах, изображающих второй и третий слой, и работу на интеграторе продолжают по приведенной методике столько, сколько это необходимо по времени нагрева или охлаждения. Таким образом, интегратор позволяет проследить за изменением во времени температуры в середине второго и третьего слоя пластины в зависимости от изменения температуры наружных ее слоев (первого и четвертого), т. е. от условий теплообмена с внешней средой. Увеличением числа сосудов можно увеличить число элементарных слоев пластины и точность решения задачи.

В качестве второго примера рассмотрим решение линейного дифференциального уравнения на аналоговой вычислительной машине.

Термин «аналоговая машина» достаточно хорошо отражает сущность этого устройства и его назначение. Эта машина позволяет получать физические аналоги (математические модели) того типа (группы) задач, которые описываются одинаковыми дифференциальными уравнениями. Основной принцип построения моделирующих устройств состоит в том, что из электронных блоков собирается схема, переходные процессы в которой описываются исследуемой системой уравнений.

Решение самой задачи состоит в подаче на вход машины информации в виде непрерывных значений некоторой физической величины (чаще всего напряжения) и измерения выходных переменных величин (тоже обычно напряжений), имитирующих интересующие нас величины.

В соответствии с указанной выше принципиальной сущностью, электронная аналоговая вычислительная машина представляет собой набор различных электронных решающих блоков (операционных усилителей), имеющих общее питание и управление.

Решающие блоки по характеру выполняемых математических операций делятся на линейные, нелинейные и логические. Линейные решающие блоки выполняют операции суммирования, интегрирования, дифференцирования, перемены знака, умножения на постоянную величину, воспроизведения временного сдвига.

Нелинейные решающие блоки (функциональные преобразователи) воспроизводят различные нелинейные зависимости, в том числе операции умножения, деления, возведения в степень и т. п. Логические решающие блоки включают в себя устройства для выделения наибольшей или наименьшей из нескольких величин, релейные переключающие схемы и др. В электронных АВМ все эти решающие блоки строятся в основном на базе многокаскадных электронных усилителей постоянного тока с большим коэффициентом усиления в разомкнутом состоянии и глубокой отрицательной обратной связью. Решение задачи регистрируется

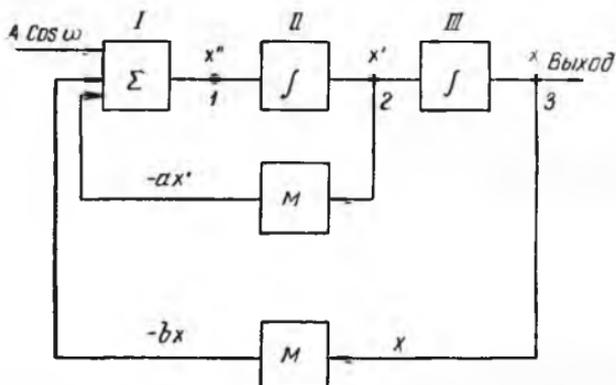


Рис. 66. Блок-схема аналоговой машины для решения уравнения $x'' + ax' + bx = A \cos \omega t$

с помощью приборов, реагирующих на напряжение: вольтметров, электроннолучевых индикаторов, шлейфовых осциллографов, самписцев и т. п.

Для уяснения работы аналоговой машины рассмотрим пример решения на ней линейного дифференциального уравнения

$$x'' + ax' + bx = A \cos \omega t,$$

где x'' и x' — соответственно вторая и первая производные величины x по t .

Эту задачу можно реализовать при помощи нескольких решающих блоков, выполняющих элементарные математические операции. Все величины в этих блоках представляются в виде электрических напряжений на входе и выходе блока. Для рассматриваемого случая собирают схему, изображенную на рис. 66, которая и интегрирует заданное уравнение.

Перепишем решаемое уравнение в таком виде:

$$x'' = -ax' - bx + A \cos \omega t.$$

Положим, что x'' задана в виде напряжения в узле I. Это напряжение, проходя через блоки-интеграторы II и III, преобразуется в напряжения, представляющие собой величины x' и x .

В свою очередь, эти напряжения подаются на входы масштабных блоков M , производящие умножение величин x' и x на постоянные коэффициенты a и b и изменяющие знаки. На вход суммирующего блока I поступает два преобразованных напряжения и возмущающее напряжение, представляющее собой величину $A \cos \omega t$. На выходе сумматора I (узел I) получается алгебраическая сумма трех перечисленных напряжений, представляющая собой правую часть уравнения. Но раньше мы условились, что эта сумма равна x'' . Таким образом, схема, показанная на рис. 66, соответствует заданному уравнению, и напряжения в узлах 1 , 2 и 3 , выражающие соответственно величины x'' , x' и x , могут быть записаны на ленту самопишущих приборов и зафиксированы на экране осциллографа. В написанном и решенном уравнении x — исследуемая переменная величина, x' — скорость изменения по времени этой величины, x'' — ускорение исследуемой величины. Чтобы учесть при решении задачи начальные условия, разъединяют блоки и начальные значения x' и x устанавливают на выходе блоков II и III . Затем мгновенно их снова включают и получают заданный режим в интегрирующей схеме.

Глава 7

Теплопередача

1. Основные понятия теории теплопередачи

Учение о теплообмене — это учение о процессах распространения тепла. Отличительная их особенность — универсальность, так как они имеют весьма большое значение почти во всех отраслях техники. Учение о теплообмене оформилось теперь в самостоятельную научную дисциплину, которой уделяется огромное внимание во всех странах мира.

Теплообмен — один из основных процессов в работе металлургических печей, и поэтому основные положения теории теплопередачи изучаются в курсе печей. Тепловая энергия, как и любая другая, передается в направлении от высшего потенциала к низшему. Так как потенциалом тепловой энергии является температура, то процесс распространения тепла тесно связан с распределением температур, т. е. с так называемым температурным полем. Температурным полем называется совокупность значений температур в пространстве и времени. В общем случае температура t в любой точке пространства является функцией координат x , y , z и времени τ и, следовательно, уравнение температурного поля будет

$$t = f(x, y, z, \tau).$$

Поле, в котором температура меняется с изменением времени, называется неустановившимся, или нестационарным. Если температура во времени не меняется, то поле называется установившимся, или стационарным, и его уравнение будет

$$t = f(x, y, z).$$

Наиболее простой случай температурного поля — стационарное одномерное поле, уравнение которого имеет вид

$$t = f(x).$$

Передача тепла, происходящая в условиях нестационарного температурного поля, называется теплопередачей при нестационарном режиме, а в условиях стационарного поля — теплопередачей при стационарном режиме. Большинство формул и законов в учении

о теплообмене дается применительно к стационарному режиму, так как математическое описание теплообмена при нестационарном режиме чрезвычайно сложно и найдено только для некоторых простых случаев.

Для большинства непрерывно действующих металлургических печей их температурное поле с некоторым приближением может считаться стационарным, что позволяет при расчетах печей широко использовать формулы и законы, выведенные для стационарного режима теплопередачи. В периодически действующих, а также нагревательных печах тепловое состояние нагреваемых материалов нестационарно. Поэтому при расчетах этих печей приходится прибегать к усреднению температуры по времени с последующим использованием формул теплопередачи, выведенных для стационарного режима. Нагрев (или охлаждение) материалов рассчитывают при помощи формул и графиков, выведенных для нестационарного режима теплопередачи.

Процесс теплообмена — сложный процесс, состоящий из трех элементарных видов теплообмена — теплопроводности, конвекции и теплового излучения (лучеиспускания).

Теплопроводность есть последовательный переход тепла от непосредственно соприкасающихся между собой частиц тела и находящихся в покое. Наиболее характерна передача тепла теплопроводностью в твердых телах (рис. 67, а). В твердых телах (диэлектриках) и жидкостях тепло переносится упругими волнами, в металлах — диффузией электронов, в газах — диффузией атомов или молекул.

Конвекция происходит лишь в жидкостях, расплавах и газах переносом тепла движущимися частицами жидкости или газа (рис. 67, б). При этом очень большое значение имеют состояние и характер движения жидкости и газа. Конвекция всегда сопровождается явлением теплопроводности.

Излучение — это распространение тепловой энергии в виде электромагнитных волн. Оно связано с двойным превращением энергии: тепловой энергии в лучистую и обратно, лучистой энергии в тепловую (рис. 67, в).

В металлургических печах обычно встречаются все три вида теплопередачи, иногда в весьма сложных комбинациях. Поясним это на примере схемы теплообмена в отражательной плавильной печи (рис. 68). В пламенных высокотемпературных печах, какими

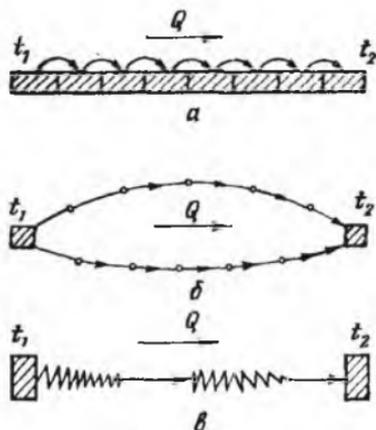


Рис. 67. Разновидности теплопередачи:

а — теплопроводность; б — конвекция; в — излучение

являются отражательные плавильные печи, теплопередача от газов к шихте, кладке и ванне происходит излучением и конвекцией. Кладка печи и свод отдают часть полученного от газов тепла шихте и ванне излучением. Тепло по толщине слоя шихты и через кладку стен, свода и пода распространяется теплопроводностью. В ванне тепло распространяется теплопроводностью и конвекцией расплавов. Теплообмен наружной поверхности печи с окружающей средой происходит излучением и конвекцией. Таким образом,

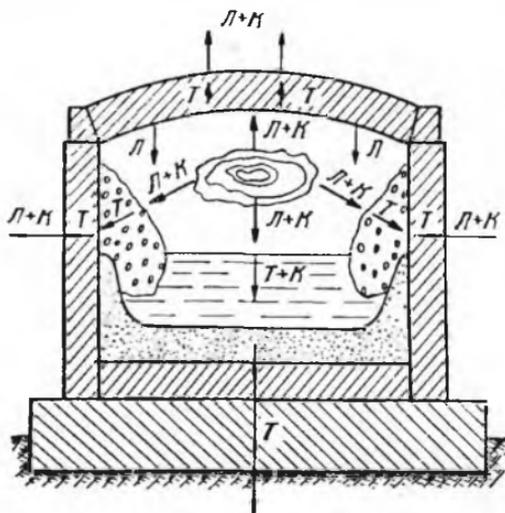


Рис. 68. Схема теплообмена в отражательной печи:

Л — излучение; К — конвекция; Т — теплопроводность

от всего количества тепла. Конвекция имеет также большое значение в шахтных печах в процессе теплообмена между газами и шихтой. В электрических рудоплавильных печах, работающих с электродами, погруженными в толстый слой расплавленного шлака, теплопередача к шихте происходит главным образом конвекцией шлака. В муфельных печах, воздухоподогревателях и паровых котлах большую роль играет теплопроводность через стенку муфеля или трубки.

2. Теплопроводность при стационарном режиме

Для вывода формул расчета передачи тепла теплопроводностью при стационарном режиме возьмем наиболее простое одномерное стационарное температурное поле, уравнение которого имеет вид $t = f(x)$. Все точки этого поля, имеющие одинаковые температуры, лежат на изотермических поверхностях или линиях (изотермах), которые для разных температур никогда не пересекаются. При перемещении точки по изотермам температура не меняется.

Изменение температуры наблюдается только при перемещении по направлению x , пересекающему изотермы (рис. 69). Наиболее резкое изменение температуры наблюдается при перемещении по нормали n к изотерме. Предел отношения изменения температуры Δt к расстоянию между изотермами по нормали Δn называется температурным градиентом, *град/м*:

$$\lim \left(\frac{\Delta t}{\Delta n} \right)_{\Delta n \rightarrow 0} = \frac{dt}{dn} = \text{grad } t.$$

Температурный градиент является вектором, направленным по нормали к изотерме, и положительным его направлением считается направление в сторону возрастания температуры. Значение градиента температуры, взятое с обратным знаком, называется падением температуры. Количество тепла, переданное в единицу времени через единицу поверхности, называется поверхностной плотностью теплового потока q [ккал/(м²·ч)]. Общее количество переданного тепла Q , ккал, через поверхность F , м², за время τ , ч, определяется следующим уравнением:

$$Q = qF\tau \text{ ккал.}$$

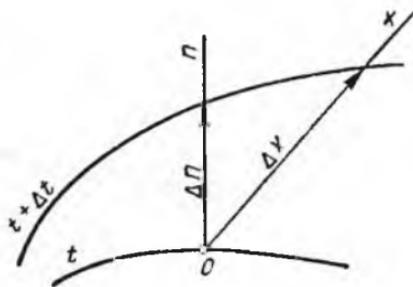


Рис. 69. Схема к определению температурного градиента

Тепловой поток является вектором, совпадающим с направлением распространения тепла, но противоположным направлению температурного градиента.

Фурье, изучая распространение тепла в твердых телах теплопроводностью, установил следующий закон: «Количество переданного тепла пропорционально падению температуры, времени и площади сечения, перпендикулярного направлению распространения тепла». Для поверхностной плотности теплового потока q закон Фурье имеет следующее математическое выражение:

$$q = -\lambda \text{ grad } t.$$

В этом выражении множитель пропорциональности λ называется коэффициентом теплопроводности, который характеризует способность вещества проводить тепло:

$$\lambda = -\frac{q}{\text{grad } t} \text{ ккал/(м} \cdot \text{ч} \cdot \text{град)}.$$

Коэффициент теплопроводности зависит от физической природы вещества, структуры, объемной массы, влажности, давления и температуры. При расчетах значение λ выбирают с соблюдением

возможно более полного совпадения физических характеристик материала, участвующего в расчете и приведенного в справочных таблицах. Особенно важно учитывать температуру материала, так как значение λ сильно меняется в зависимости от температуры по закону, выражаемому уравнением

$$\lambda_t = \lambda_0 (1 \pm bt),$$

где λ_0 — значение коэффициента теплопроводности при 0°C ;
 b — постоянная, определяемая опытным путем.

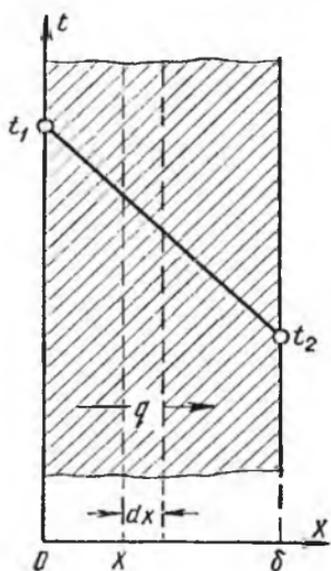


Рис. 70. Однородная плоская стенка

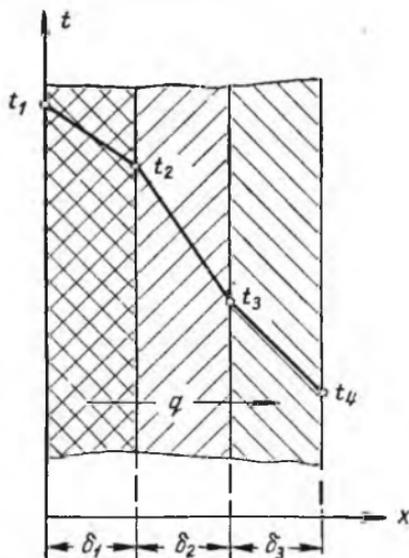


Рис. 71. Многослойная плоская стенка

Для технических расчетов значение λ_t обычно определяют по среднеарифметической из граничных значений температуры тела, и это значение принимают постоянным.

Коэффициент теплопроводности λ_t , $\text{ккал}/(\text{м} \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C})$, имеет следующие значения: для газов 0,005—0,5, в том числе для воздуха при 0°C 0,02; для капельных жидкостей 0,08—0,6; для воды при 0°C 0,48; для огнеупорных материалов 0,6—6,0; для теплоизоляционных материалов 0,05—0,20; для металлов до 360. Главное теплоизолирующее вещество в природе и технике — воздух, который, заполняя поры и промежутки в различных материалах, резко снижает их теплопроводность.

Расчетная формула теплопроводности для плоской однородной стенки выводится на основании закона Фурье. В плоской однородной стенке толщиной δ с коэффициентом теплопроводности λ и при постоянных

температурах поверхностей t_1 и t_2 тепло передается теплопроводностью только в одном направлении по оси OX (рис. 70). В этом случае тепловое поле одномерно, а плоские изотермические поверхности располагаются перпендикулярно оси OX . Выделим внутри стенки слой толщиной dx , ограниченный двумя изотермическими поверхностями, и напишем для него уравнение, выражающее закон Фурье:

$$q = -\lambda \frac{dt}{dx}.$$

Разделяем переменные:

$$dt = -\frac{q}{\lambda} dx.$$

Интегрируем:

$$t = -\frac{q}{\lambda} x + c.$$

Значение постоянной интегрирования c находится из граничных условий для левой поверхности: при $x = 0$ величина $t = t_1$. Подставляя эти значения в полученное уравнение, находим

$$c = t_1.$$

Подставляя в то же уравнение граничные условия для правой поверхности стенки: $x = \delta$, $t = t_2$, получим

$$t_2 = -\frac{q}{\lambda} \delta + t_1,$$

или поверхностная плотность теплового потока

$$q = \frac{\lambda}{\delta} (t_1 - t_2) \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}). \quad (72)$$

Общее количество тепла, проходящее путем теплопроводности через стенку с поверхностью F , м^2 , за время τ , ч, будет

$$Q = \frac{\lambda}{\delta} (t_1 - t_2) F \tau \text{ ккал}. \quad (73)$$

Отношение $\frac{\lambda}{\delta}$ называется тепловой проводимостью стенки, а обратная величина $\frac{\delta}{\lambda}$ — тепловым сопротивлением стенки.

Для вывода формулы теплопроводности для плоской многослойной стенки (рис. 71), состоящей из нескольких слоев различных материалов, применяют формулу (72) для каждого составляющего стенку слоя. При стационарном режиме тепловой поток, проходящий через каждый из слоев, должен быть одинаков, так как в противном случае изменялись бы температуры t_1 , t_2 , t_3 , t_4 во времени вследствие прироста или убыли запаса тепла в слоях. Поэтому на основании формулы (72) для каждого из слоев можно написать:

для 1-го слоя

$$q = \frac{\lambda_1}{\delta_1} (t_1 - t_2);$$

для 2-го слоя

$$q = \frac{\lambda_2}{\delta_2} (t_2 - t_3);$$

для 3-го слоя

$$q = \frac{\lambda_3}{\delta_3} (t_3 - t_4).$$

Решая эти уравнения относительно температуры, получим

$$\begin{aligned} t_1 - t_2 &= q \frac{\delta_1}{\lambda_1}; \\ t_2 - t_3 &= q \frac{\delta_2}{\lambda_2}; \\ t_3 - t_4 &= q \frac{\delta_3}{\lambda_3}. \end{aligned} \quad (74)$$

После почленного сложения уравнений (74) получим

$$t_1 - t_4 = q \left(\frac{\delta_1}{\lambda_1} + \frac{\delta_2}{\lambda_2} + \frac{\delta_3}{\lambda_3} \right).$$

Поверхностная плотность теплового потока выразится формулой

$$q = \frac{t_1 - t_4}{\frac{\delta_1}{\lambda_1} + \frac{\delta_2}{\lambda_2} + \frac{\delta_3}{\lambda_3}} \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}).$$

Для стенки, состоящей из n слоев, поверхностная плотность теплового потока будет

$$q = \frac{t_1 - t_{n+1}}{\sum_{i=1}^n \frac{\delta_i}{\lambda_i}} \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}). \quad (75)$$

Общее количество тепла, проходящее через многослойную стенку, определится по формуле

$$Q = \frac{1}{\sum_{i=1}^n \frac{\delta_i}{\lambda_i}} (t_1 - t_{n+1}) F \tau \text{ ккал}. \quad (76)$$

Из формулы (76) следует, что общее тепловое сопротивление многослойной стенки равно сумме тепловых сопротивлений отдельных слоев. Изменение температуры в многослойной плоской

стенке выражается уравнениями прямых (74), имеющими для каждого слоя свой угловой коэффициент, например

$$t_3 = t_4 + q \frac{\delta_3}{\lambda_3}.$$

Следовательно, в однослойной стенке температура изменяется по прямой, а в многослойной — по ломаной линии (см. рис. 70 и 71). Используя выражения, полученные выше для разности температуры в отдельных слоях (74), можно расчетным путем определить значение температуры на границах любых слоев.

Формулу теплопроводности для цилиндрической многослойной стенки выводят аналогичным путем, учитывая только изменяющуюся по слоям величину поверхности F . Общее количество тепла, передаваемое теплопроводностью через многослойную цилиндрическую стенку, выражается формулой (77):

$$Q = \frac{2,73 (t_{\text{вн}} - t_{\text{нар}}) L \tau}{\frac{1}{\lambda_1} \lg \frac{D_2}{D_1} + \frac{1}{\lambda_2} \lg \frac{D_3}{D_2} + \frac{1}{\lambda_3} \lg \frac{D_4}{D_3} + \dots} \text{ ккал}, \quad (77)$$

где $t_{\text{вн}}$ и $t_{\text{нар}}$ — температуры внутри и снаружи цилиндра, °С;

L — длина цилиндра, м;

D_1, D_2, D_3, D_4 — диаметры окружностей, ограничивающих отдельный слой, м (начиная от центра).

3. Теплопроводность при нестационарном режиме

Для теплопроводности при нестационарном режиме находят изменение температуры и количества переданного тепла во времени для различных точек пространства. Такие зависимости могут быть получены решением общего дифференциального уравнения теплопроводности. Выделим в движущемся потоке жидкости элементарный объем со сторонами dx, dy, dz , ориентированный в пространстве в трехмерной системе координат (рис. 72). Примем, что физические параметры жидкости (коэффициент теплопроводности λ , теплоемкость C и плотность ρ) постоянны. Если изменением давления пренебречь, то, согласно первому началу термодинамики, количество подведенного тепла равно изменению теплосодержания тела.

На основании этого подсчитаем для элементарного объема жидкости $dx dy dz$ изменение его теплосодержания, происходящее вследствие процесса теплопроводности. Определим сначала приход тепла через грани рассматриваемого объема. По направлению оси Ox через объем проходит некоторое количество тепла dQ_x , равное

$$dQ_x = dQ_1 - dQ_2,$$

где dQ_1 и dQ_2 — количество тепла, входящее и выходящее через левую и правую грани.

Предположим, что на левой грани температура t и ее градиент $\frac{\partial t}{\partial x}$, тогда на правой грани температура и ее градиент соответственно будут $(t + \frac{\partial t}{\partial x} dx)$ и $\frac{\partial}{\partial x} (t + \frac{\partial t}{\partial x} dx)$.

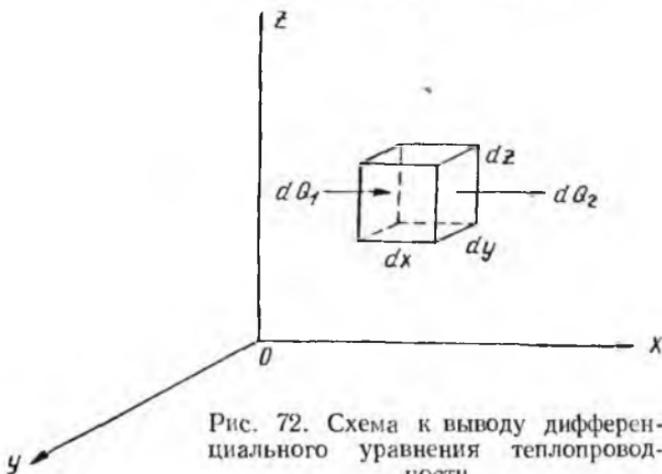


Рис. 72. Схема к выводу дифференциального уравнения теплопроводности

Используя эти выражения для градиента температуры, напишем на основании закона Фурье: для левой грани

$$dQ_1 = -\lambda \frac{\partial t}{\partial x} dy dz d\tau;$$

для правой грани

$$dQ_2 = -\lambda \frac{\partial}{\partial x} \left(t + \frac{\partial t}{\partial x} dx \right) dy dz d\tau.$$

Отсюда

$$\begin{aligned} dQ_x = dQ_1 - dQ_2 = & -\lambda \frac{\partial t}{\partial x} dy dz d\tau + \lambda \frac{\partial t}{\partial x} dy dz d\tau + \\ & + \lambda \frac{\partial^2 t}{\partial x^2} dx dy dz d\tau, \end{aligned}$$

или

$$dQ_x = \lambda \frac{\partial^2 t}{\partial x^2} dx dy dz d\tau.$$

Так как передача тепла теплопроводностью в рассматриваемом общем случае происходит в направлении всех трех осей, то по аналогии можно написать

$$dQ_y = \lambda \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} dx dy dz d\tau;$$

$$dQ_z = \lambda \frac{\partial^2 t}{\partial z^2} dx dy dz d\tau.$$

Полное изменение теплосодержания в элементарном объеме за время $d\tau$ будет

$$dQ = dQ_x + dQ_y + dQ_z = \lambda \left(\frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial z^2} \right) dx dy dz d\tau. \quad (a)$$

Вследствие нагрева (или охлаждения) объема его температура изменится по закону субстанциальной производной, учитывающей изменение температуры объема жидкости во времени и вследствие перемещения:

$$\frac{Dt}{D\tau} d\tau,$$

и соответственно этому изменению температуры изменение теплосодержания объема будет

$$dQ = c\rho dx dy dz \frac{Dt}{D\tau} d\tau. \quad (б)$$

Приравнивая уравнения (а) и (б), получим после сокращений общее дифференциальное уравнение теплопроводности Фурье—Кирхгофа:

$$\frac{Dt}{D\tau} = \frac{\lambda}{c\rho} \left(\frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial z^2} \right) = a \nabla^2 t,$$

где $\frac{\lambda}{c\rho} = a$ — коэффициент температуропроводности тела, характеризующий способность тела выравнивать температуру, $m^2/ч$. Значение a , $m^2/ч$, для меди 0,312, для кирпича 0,006;

$\left(\frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial z^2} \right) = \nabla^2 t$ — оператор Лапласа для переменной t .

Раскрывая значение субстанциальной производной

$$\frac{Dt}{D\tau} = \frac{\partial t}{\partial \tau} + w_x \frac{\partial t}{\partial x} + w_y \frac{\partial t}{\partial y} + w_z \frac{\partial t}{\partial z}$$

и подставляя его в уравнение Фурье—Кирхгофа, получаем его в раскрытом виде:

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} + w_x \frac{\partial t}{\partial x} + w_y \frac{\partial t}{\partial y} + w_z \frac{\partial t}{\partial z} = a \left(\frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial z^2} \right). \quad (78)$$

В таком виде уравнение применяют при изучении процесса теплопроводности в движущихся жидкостях.

Для твердых тел в уравнении (78) w_x , w_y , и w_z равняются нулю и уравнение принимает вид:

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = a \left(\frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial z^2} \right). \quad (79)$$

Общее дифференциальное уравнение теплопроводности выведено при условии принятия ряда допущений, а именно: 1) физические параметры тела λ , c , ρ приняты постоянными, хотя в действительности они изменяются в зависимости от температуры тела; 2) тепло, поступающее в тело, принимают идущим полностью только на чистый нагрев, в то время как в теле могут протекать различные эндо- и экзотермические процессы; 3) тело принято однородным во всех направлениях. Поэтому применение этого уравнения к реальным условиям, не соответствующим условиям вывода, обуславливает некоторую неточность результатов.

Для технических расчетов теплопроводности при нестационарном режиме необходимо решить полученное общее дифференциальное уравнение теплопроводности для определенных условий, так как само по себе дифференциальное уравнение как описывающее лишь самые общие закономерности теплопроводности имеет множество решений. Для аналитического однозначного решения общего дифференциального уравнения теплопроводности должны быть заданы дополнительные условия, характерные для данного конкретного случая. Эти дополнительные условия носят название краевых условий, которые обуславливают: а) начальное распределение температуры в теле и б) действие на поверхность тела окружающей среды. Последнее условие, которое называется граничным, может быть задано следующими тремя способами: 1) задается температурный режим поверхности тела, т. е. указывается, как изменяется во времени температура на поверхности тела в виде определенного уравнения $t_{\text{пов}} = f(\tau)$; 2) задается количество тепла, проходящего через поверхность тела, в виде уравнения $Q_{\text{пов}} = f(\tau)$; 3) задается температура среды, окружающей тело, $t_{\text{среды}}$ и указывается закон теплообмена между средой и поверхностью тела.

В результате решения дифференциального уравнения теплопроводности должна быть найдена такая функция, которая одновременно удовлетворяла бы этому уравнению и определенным краевым условиям. Этим решениям было посвящено большое число математических исследований иностранных и советских ученых (Г. Гребер, В. Мак-Адамс, Д. В. Будрин, А. В. Лыков, Г. Карслоу, Ф. Р. Шкляр, В. М. Малкин, Э. М. Гольдфарб и др.). Решение обычно проводят для одномерного поля, т. е. когда тепло передается только по оси Ox и исходное дифференциальное уравнение имеет вид

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = a \frac{\partial^2 t}{\partial x^2}. \quad (80)$$

Результаты решения наиболее удобно и просто выражаются при помощи теории подобия в виде безразмерных критериальных уравнений, составленных из безразмерной температуры или безразмерной разности температуры и критериев Био, Фурье и критерия

геометрического подобия, как было показано в гл. 6. Ввиду сложности и громоздкости математических преобразований основного дифференциального уравнения теплопроводности их опускаем и здесь даем только некоторые конечные результаты решения.

Наибольший интерес для расчетов металлургических печей представляют решения дифференциального уравнения, позволяющие производить технические расчеты нагрева и охлаждения тел с определением значений температуры различных точек тела и количества переданного тепла в зависимости от времени. Такое решение было достигнуто при следующих краевых и упрощающих условиях:

- 1) температурное поле одномерно, т. е. $t = f(x, \tau)$;
- 2) геометрические формы тела элементарно просты и представлены бесконечной пластиной, бесконечной длины цилиндром, шаром, нагреваемыми симметрично;
- 3) физические свойства тела c, ρ, λ, a не зависят от температуры;
- 4) все точки тела в начале нагрева (охлаждения) имеют одинаковые температуры;
- 5) газовая или жидкая среда, в которой тела нагреваются или охлаждаются, имеет во всех точках одинаковую и постоянную во времени температуру $t_{\text{газ}}$;
- 6) коэффициент теплоотдачи α между средой и телом постоянен во времени;
- 7) тела нагреваются или охлаждаются одновременно со всех сторон (двусторонний нагрев).

При этих условиях решение дифференциального уравнения теплопроводности дало формулы в виде критериальных уравнений:

$$\frac{t_{\text{газ}} - t_{\text{кон}}^{\text{пов}}}{t_{\text{газ}} - t_{\text{нач}}^{\text{пов}}} = f_1(Bi, Fo), \quad (81)$$

$$\frac{t_{\text{газ}} - t_{\text{кон}}^{\text{ср}}}{t_{\text{газ}} - t_{\text{нач}}^{\text{ср}}} = f_2(Bi, Fo), \quad (82)$$

$$\frac{Q_{\text{пер}}}{Q_{\text{нач}}} = f_3(Bi, Fo). \quad (83)$$

В этих формулах

- $t_{\text{газ}}$ — постоянная температура среды, окружающей тело, °С;
- $t_{\text{кон}}^{\text{пов}}$ и $t_{\text{нач}}^{\text{пов}}$ — конечная и начальная температуры поверхности нагреваемого (охлаждаемого) тела, °С;
- $t_{\text{кон}}^{\text{ср}}$ и $t_{\text{нач}}^{\text{ср}}$ — конечная и начальная температуры середины тела, °С;

$\frac{t_{\text{газ}} - t_{\text{кон}}^{\text{пов}}}{t_{\text{газ}} - t_{\text{нач}}^{\text{пов}}}$ и $\frac{t_{\text{газ}} - t_{\text{кон}}^{\text{ср}}}{t_{\text{газ}} - t_{\text{нач}}^{\text{ср}}}$ — безразмерная температура на поверхности и в середине тела (температурные критерии);

$Q_{\text{пер}}$ — количество тепла, переданное телу за время нагрева (охлаждения), ккал;

$Q_{\text{нач}}$ — количество тепла, ккал, содержащегося в теле в начале нагрева; за начальную температуру тела условно принимается разность температур окружающей среды и действительной начальной температуры тела, т. е. $(t_{\text{газ}} - t_{\text{нач}}^{\text{тела}})$;

$\frac{Q_{\text{пер}}}{Q_{\text{нач}}}$ — безразмерное количество переданного тепла;

$Bi = \frac{\alpha_{\Sigma} l}{\lambda_{\text{тела}}}$ — критерий Био, характеризующий отношение внутреннего теплового сопротивления тела к внешнему;

α_{Σ} ($\alpha_{\text{сум}}$) — коэффициент суммарной теплоотдачи от среды к телу (или наоборот), ккал/(м²·ч·°С);

l — расстояние от поверхности тела до его середины, м; для пластины $l = 1/2$ толщины, для цилиндра и шара l равно радиусу R . Если тело нагревается или охлаждается только с одной стороны, то величину l для пластины принимают равной полной толщине пластины, а для цилиндра и шара l равно диаметру;

λ — коэффициент теплопроводности тела ккал/(м·ч·°С);

$Fo = \frac{a\tau}{l^2}$ — критерий Фурье (безразмерное время);

a — коэффициент температуропроводности тела, м²/ч;

τ — время передачи тепла (время нагрева или охлаждения), ч;

$f_1(Bi, Fo)$, $f_2(Bi, Fo)$, $f_3(Bi, Fo)$ — функции от критериев Bi и Fo , которые находят при помощи графиков рис. 73—78 (графики для шара не приведены ввиду их ограниченной применимости)¹.

¹ См., например, С. С. К у т а т е л а д з е и др. Справочник по теплопередаче. Госэнергоиздат, 1959.

При помощи формул (81—83) и графиков рис. 73—78 можно решать следующие задачи по нагреву и охлаждению тел:

1) определять значение температуры на поверхности и в середине пластины и цилиндра после их нагрева (охлаждения) за время τ , ч;

2) определять значение времени τ , необходимого для нагрева (охлаждения) пластины или цилиндра до требуемой температуры;

3) определять количество тепла, переданное телу за время нагрева τ .

Порядок расчетов при решении перечисленных задач следующий. При решении первой и третьей задач должны быть известны следующие исходные данные: физические параметры тела, условия теплообмена среды и тела, начальная температура тела, время теплообмена. По этим данным вычисляют критерии Bi и Fo и по графикам находят соответствующие значения безразмерных температуры и количества тепла, по величинам которых рассчитывают конечные температуру и количество тепла. При решении второй задачи должны быть известны следующие исходные данные: физические параметры тела, условия теплообмена среды и тела, начальная и конечная температуры тела. По этим данным вычисляют критерий Bi и температурные критерии и далее по ним и графикам определяют значение критерия Fo . По найденному значению критерия Fo рассчитывают необходимое время нагрева или охлаждения τ .

Пример. Требуется определить время одностороннего нагрева до 950°C плоских никелевых слитков толщиной $0,1$ м, уложенных вплотную на поду нагревательной пламенной печи, при начальной температуре слитков 20°C . Физические параметры слитков при средней их температуре $\frac{950 + 20}{2} = 485^\circ\text{C}$ находят по справочным данным для никеля:

$$\lambda = 47,6 \text{ ккал/(м}\cdot\text{ч}\cdot^\circ\text{C)};$$

$$c = 0,12 \text{ ккал/(кг}\cdot^\circ\text{C)};$$

$$\rho = 8900 \text{ кг/м}^3; a = 0,044 \text{ м}^2/\text{ч}.$$

Условия теплообмена печных газов: температура печных газов 1300°C ; коэффициент суммарной теплоотдачи $\alpha_{\Sigma} = 320 \text{ ккал/(м}^2\cdot\text{ч}\cdot^\circ\text{C)}$. Расчет ведут по формуле (81) и графику рис. 74. Вычисляем критерий Bi из условия одностороннего нагрева при $l = 0,1$ м:

$$Bi = \frac{\alpha_{\Sigma} l}{\lambda} = \frac{320 \cdot 0,1}{47,6} = 0,67.$$

Вычисляем температурный критерий:

$$\frac{t_{\text{газ}} - t_{\text{кон}}^{\text{пов}}}{t_{\text{газ}} - t_{\text{нач}}^{\text{пов}}} = \frac{1300 - 950}{1300 - 20} = 0,27.$$

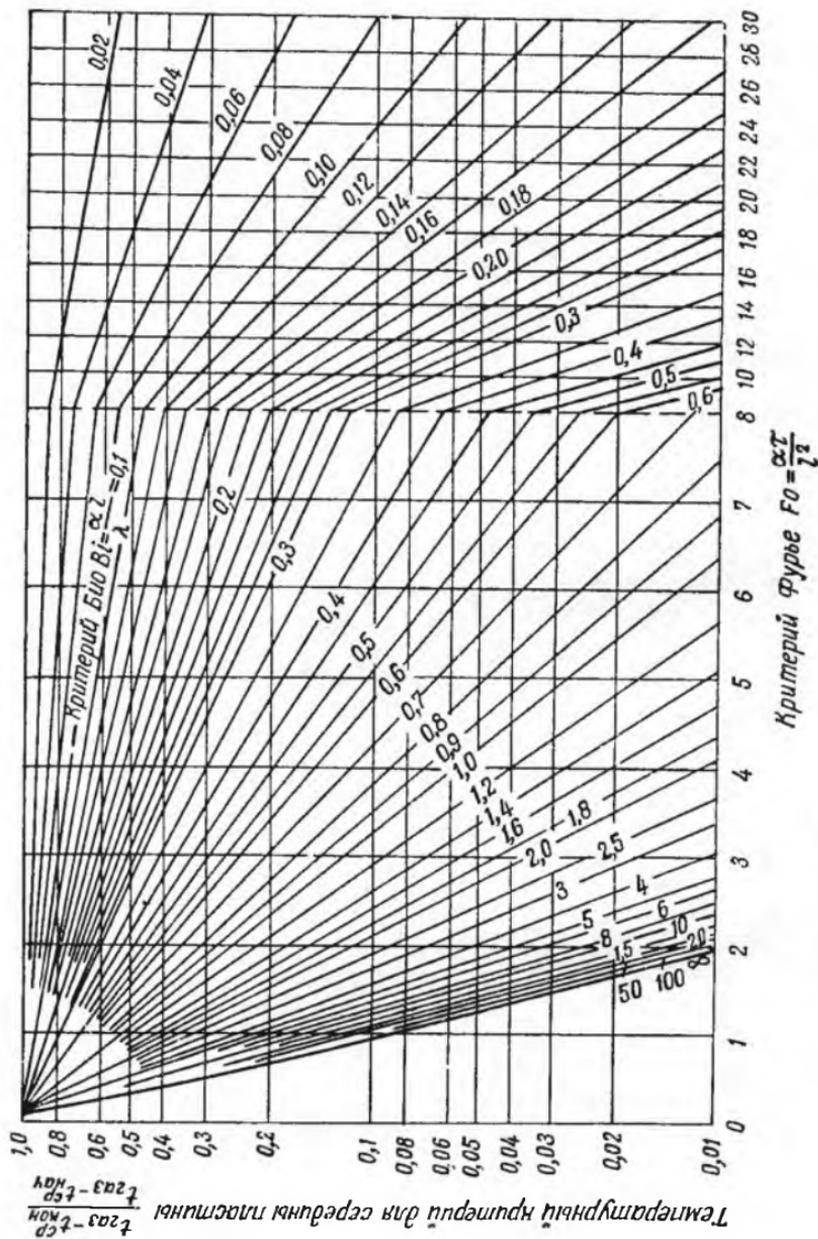


Рис. 73. Безразмерная температура в середине пластины

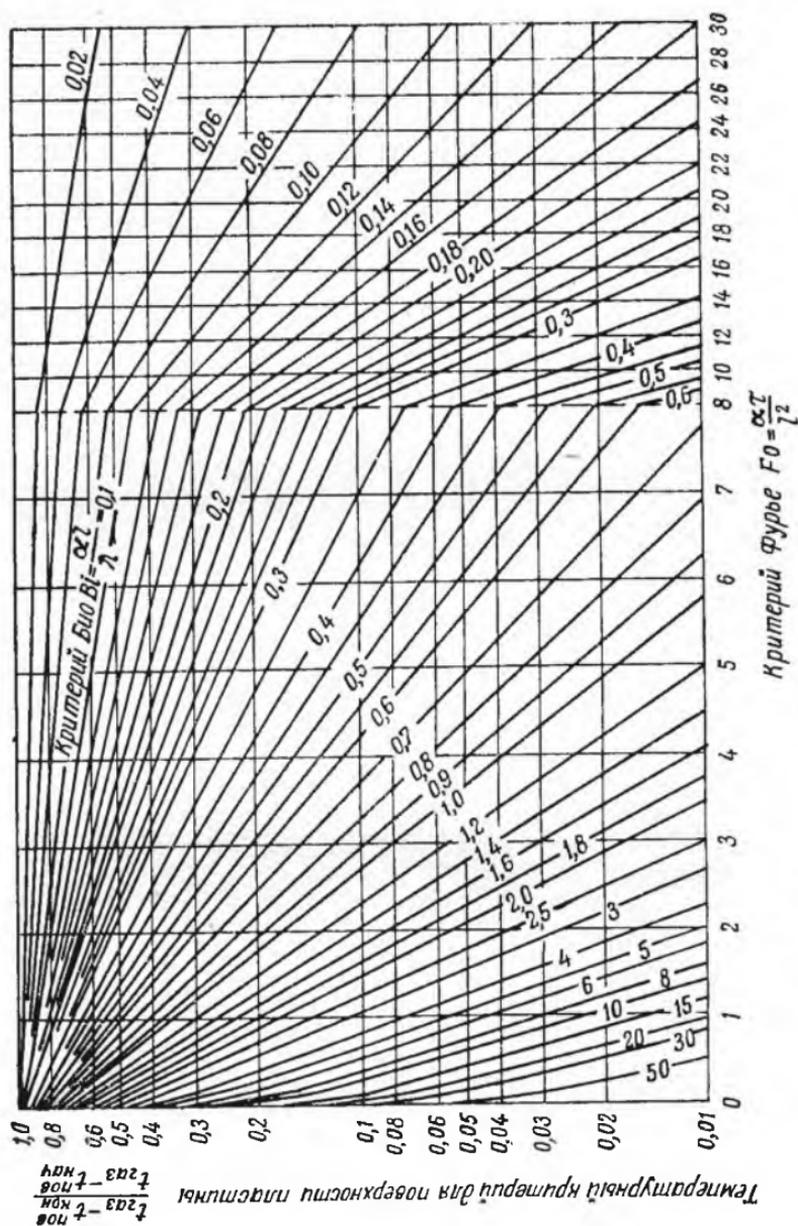


Рис. 74. Безразмерная температура на поверхности пластины

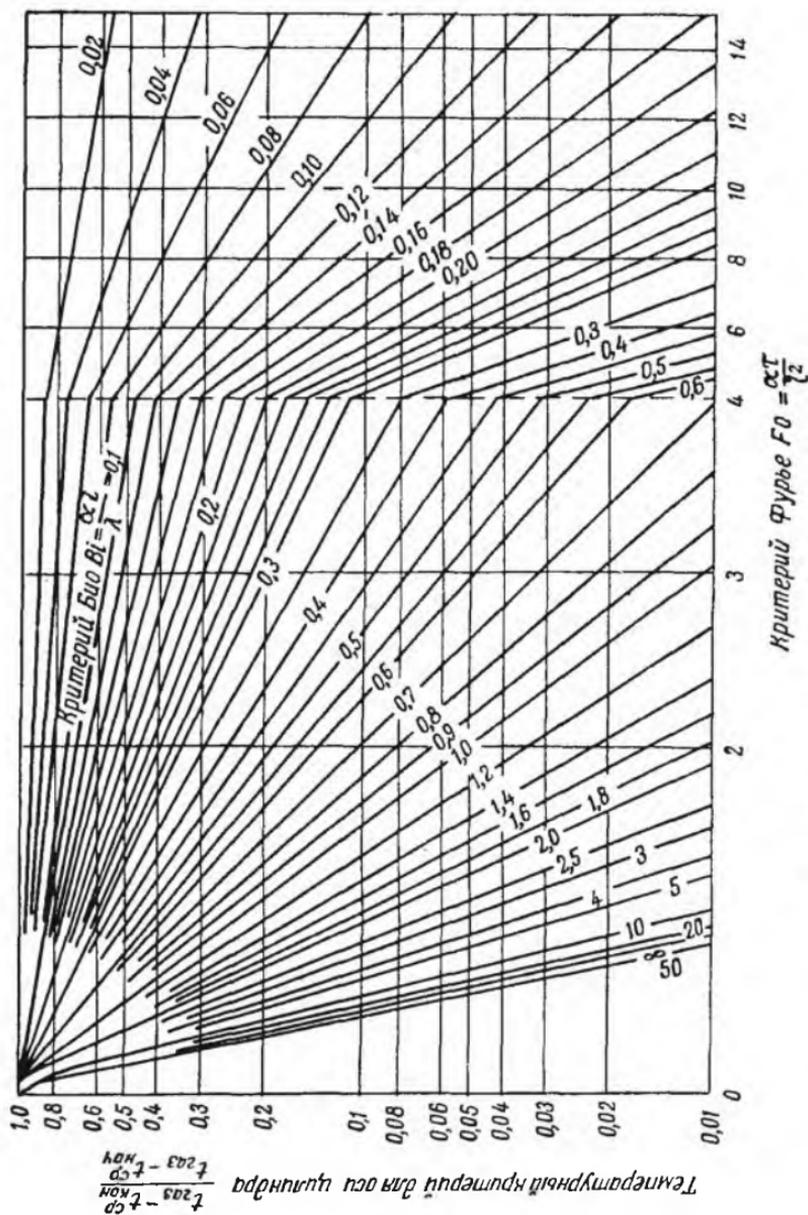


Рис. 75. Безразмерная температура на оси цилиндра

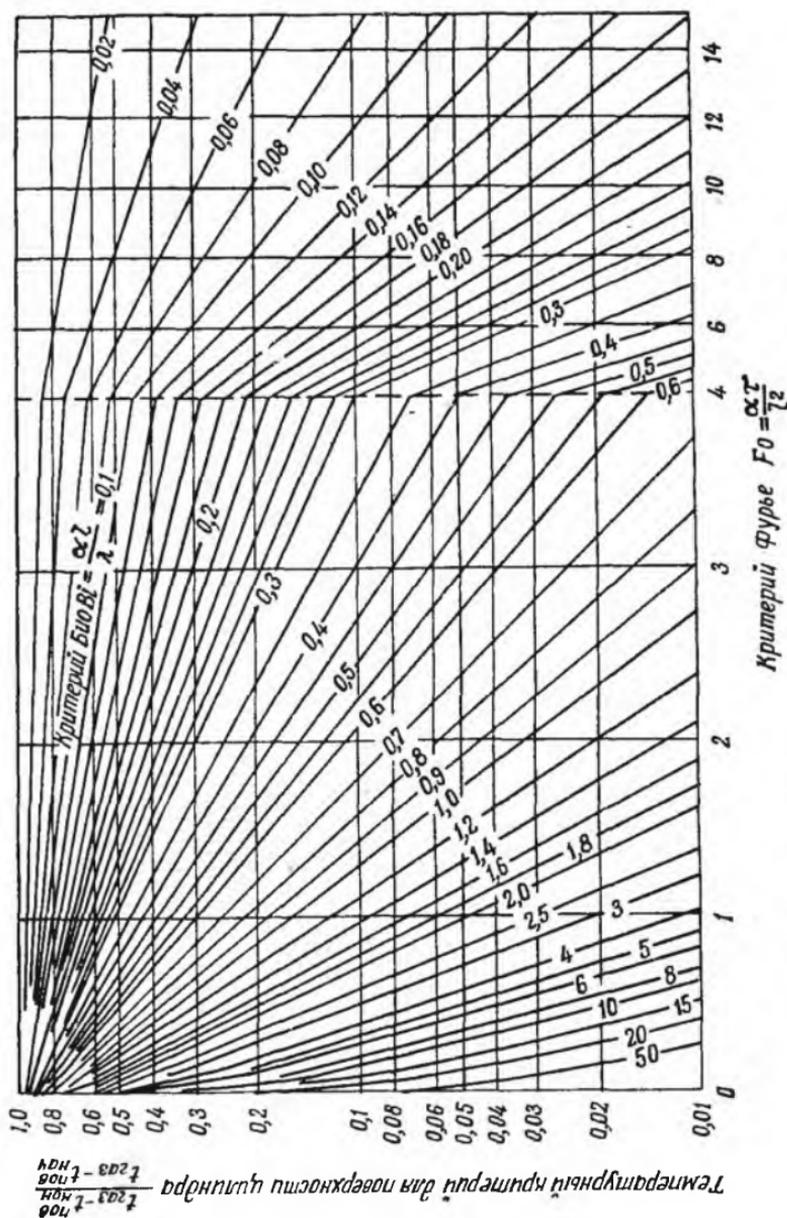


Рис. 76. Безразмерная температура на поверхности цилиндра

По вычисленным значениям Bi и температурного критерия по графику рис. 74 находим значение критерия $Fo = 2,1$. По этому значению определяем время нагрева τ :

$$Fo = \frac{a\tau}{l^2} = 2,1;$$

$$\tau = \frac{2,1 \cdot 0,1^2}{0,044} = 0,48 \text{ ч.}$$

При помощи формулы (82) и графика рис. 73 определим, до какой температуры за это время нагревается середина слитков. При $Fo = 2,1$ и $Bi = 0,67$ по графику рис. 73 находим значение температурного критерия для середины слитков:

$$\frac{t_{\text{Газ}} - t_{\text{кон}}^{\text{ср}}}{t_{\text{Газ}} - t_{\text{нач}}^{\text{ср}}} = \frac{1300 - t_{\text{кон}}^{\text{ср}}}{1300 - 20} = 0,36,$$

откуда $t_{\text{кон}}^{\text{ср}} = 839^\circ \text{C}$.

Количество тепла, переданное на 1 м^2 поверхности слитков за время нагрева $\tau = 0,48 \text{ ч}$, определяем по формуле (83) и графику рис. 77. При $Fo = 2,1$ и $Bi = 0,67$ по графику рис. 77 находим значение безразмерного количества переданного тепла:

$$\frac{Q_{\text{пер}}}{Q_{\text{нач}}} = 0,7.$$

Условное начальное теплосодержание слитков, уложенных на 1 м^2 при температуре $t_{\text{Газ}} - t_{\text{нач}}^{\text{тепла}} = 1300 - 20 = 1280^\circ \text{C}$, составляет:

$$Q_{\text{нач}} = 0,1 \cdot 1 \cdot 8900 \cdot 0,12 \cdot 1280 = 136 \text{ 400 ккал.}$$

Отсюда находим

$$Q_{\text{пер}} = 0,7 \cdot 136 \text{ 400} = 95 \text{ 700 ккал.}$$

Использование для практических расчетов точных аналитических решений дифференциального уравнения теплопроводности всегда ограничивает выбор условий, например требует постоянства температуры в начальный момент по сечению тела, постоянства или правильных изменений температуры поверхности и т. п. В действительной обстановке очень часто указанные условия соблюдены быть не могут, и поэтому точный аналитический метод становится или невозможным, или очень сложным и громоздким. В этом случае может применяться приближенный способ Э. Шмидта для пластины — метод конечных разностей, дающий практически приемлемые результаты. Этот метод основан на решении дифференциального уравнения теплопроводности методом конечных разностей путем допущения возможности замены непрерывного процесса теплопроводности скачкообразным как в пространстве, так и во времени. Дифференциальное уравнение теплопроводности для одномерного поля (80) заменяется для пластины уравнением в конечных разностях:

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = a \frac{\partial^2 t}{\partial x^2} \rightarrow \frac{\Delta t}{\Delta \tau} = a \frac{\Delta^2 t}{\Delta x^2}.$$

Разделим пластину на слои одинаковой толщины с порядковыми номерами . . . $(n - 3)$, $(n - 2)$, $(n - 1)$, (n) , $(n + 1)$, $(n + 2)$. . . и т. д. (рис. 79). Время также разобьем на равные

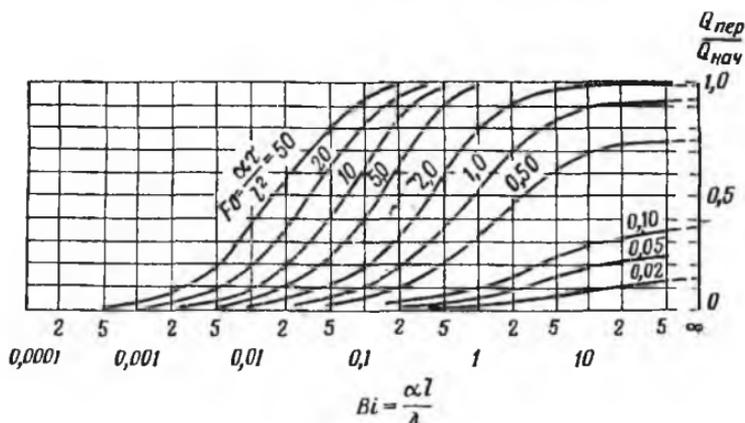


Рис. 77. Безразмерное количество тепла для пластины

интервалы по другому закону деления с порядковыми номерами k , $(k + 1)$, $(k + 2)$, $(k + 3)$ и т. д. В этом случае, например, $t_{n, k}$ обозначает температуру в середине n -ного слоя в течение всего

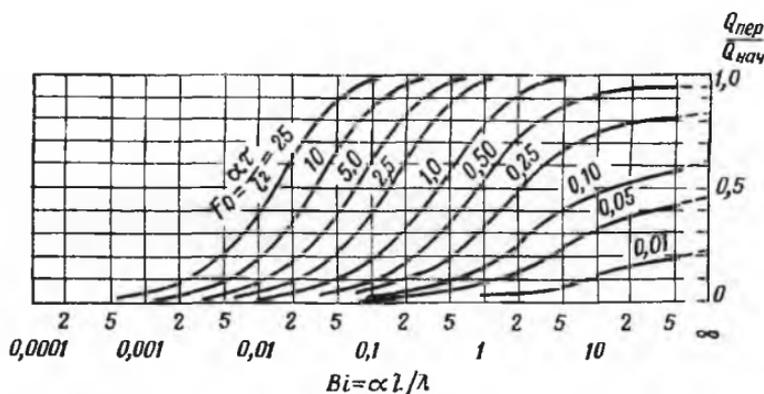


Рис. 78. Безразмерное количество тепла для цилиндра

k -того промежутка времени. На рис. 79 ломаной линией изображена кривая температуры в слоях в течение промежутка времени под номером k . В следующий по порядку промежуток времени $k + 1$ кривая переместится вверх или вниз. Как видно из приведенного графика температур, кривая температуры в пределах каждого слоя имеет два наклона. Следовательно, производная от температуры по пространственной координате x для n -ного слоя

должна иметь два значения (при отсчетах по графику справа налево):

$$\left(\frac{\Delta t}{\Delta x}\right)_+ = \frac{t_{n+1,k} - t_{n,k}}{\Delta x},$$

$$\left(\frac{\Delta t}{\Delta x}\right)_- = \frac{t_{n,k} - t_{n-1,k}}{\Delta x}.$$

Вторая производная по x может быть получена как разность первых производных:

$$\frac{\Delta^2 t}{\Delta x^2} = \frac{1}{\Delta x} \left[\left(\frac{\Delta t}{\Delta x}\right)_+ - \left(\frac{\Delta t}{\Delta x}\right)_- \right] = \frac{1}{\Delta x^2} [t_{n+1,k} + t_{n-1,k} - 2t_{n,k}]. \quad (a)$$

Производная от температуры по времени для n -ного слоя имеет вид

$$\frac{\Delta t}{\Delta \tau} = \frac{t_{n,k+1} - t_{n,k}}{\Delta \tau}. \quad (б)$$

Подставим полученные выражения производных (а) и (б) в уравнение теплопроводности, выраженное в конечных разностях:

$$\frac{t_{n,k+1} - t_{n,k}}{\Delta \tau} = \frac{a}{\Delta x^2} [t_{n+1,k} + t_{n-1,k} - 2t_{n,k}].$$

После преобразований

$$t_{n,k+1} = 2\alpha \frac{\Delta \tau}{\Delta x^2} \left[\frac{t_{n+1,k} + t_{n-1,k} - 2t_{n,k}}{2} \right] + t_{n,k}.$$

Примем, что множитель $2\alpha \frac{\Delta \tau}{\Delta x^2} = 1$, что возможно, но обусловит в дальнейшем выбор значения $\Delta \tau$ не произвольно, а в функции от Δx по закону, определяемому уравнением

$$\Delta \tau = \frac{\Delta x^2}{2\alpha}.$$

Тогда уравнение температуры примет следующий простой вид:

$$t_{n,k+1} = \frac{1}{2} (t_{n+1,k} + t_{n-1,k}). \quad (84)$$

Из этого уравнения следует, что температура в середине n -ного слоя в отрезок времени $k+1$ есть среднее арифметическое от температур двух прилежащих слоев за предшествующий отрезок времени k . Графически эту температуру находят пересечением прямой, соединяющей упомянутые температуры, с линией оси слоя (см. рис. 79). Используя выведенную зависимость, можно рядом последовательных подсчетов по слоям определять значение температуры любого слоя через заданное время нагрева или охлаждения пластины. Для расчета по этому методу должны быть заданы изменения температур поверхностных слоев пластины во времени и распределение температуры в пластине в начале нагрева.

В последнее время А. И. Пехович и В. М. Жидких разработали графики и таблицы, существенно упрощающие расчеты нагрева и охлаждения тел в разнообразных условиях¹.

А. П. Ваничев разработал способ расчета нестационарной теплопроводности с учетом зависимости от температуры коэффициента теплопроводности и теплоемкости, который получил название метода элементарных балансов.

При нагреве (или охлаждении) различных тел большое значение имеет разность температуры на поверхности и в середине тела.

Тела, которые даже при интенсивном их нагреве имеют малую разность температуры на поверхности и в середине, условно называются тонкими изделиями; при большой разности температуры поверхности и середины нагреваемого тела — условно массивными изделиями.

Скорость нагрева массивных изделий в печах лимитируется величиной перепада температуры между поверхностью и серединой вследствие возникающих в изделиях механических напряжений, которые могут нарушить прочность и целостность изделий. Скорость нагрева тонких изделий в противоположность массивным не лимитируется перепадом температуры внутри них. Поэтому для практики нагрева различных изделий, особенно в нагревательных печах, необходимо уметь различать тонкие и массивные изделия. Граница тонких и массивных изделий определяется значением критерия $Bi = \frac{\alpha_{\Sigma} l}{\lambda_{\text{тела}}}$ при $\alpha_{\Sigma} = \text{const}$. Область тонких изделий находят по значениям $Bi \leq 0,5$, а область массивных изделий — при $Bi > 0,5$. Рассматривая выражение критерия Bi , можно установить, что его численное значение зависит от следующих трех величин: коэффициента суммарной теплоотдачи от среды к телу α_{Σ} , толщины тела l и коэффициента теплопроводности нагреваемого тела $\lambda_{\text{тела}}$. Малое значение Bi может быть получено при большом значении $\lambda_{\text{тела}}$ или при малых значениях l или α_{Σ} .

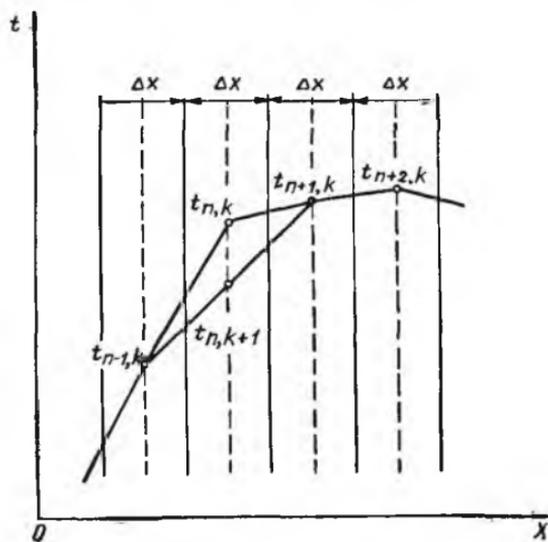


Рис. 79. Схема расчета к методу конечных разностей

Скорость нагрева тонких изделий в противоположность массивным не лимитируется перепадом температуры внутри них. Поэтому для практики нагрева различных изделий, особенно в нагревательных печах, необходимо уметь различать тонкие и массивные изделия. Граница тонких и массивных изделий определяется значением критерия $Bi = \frac{\alpha_{\Sigma} l}{\lambda_{\text{тела}}}$ при $\alpha_{\Sigma} = \text{const}$. Область тонких изделий находят по значениям $Bi \leq 0,5$, а область массивных изделий — при $Bi > 0,5$. Рассматривая выражение критерия Bi , можно установить, что его численное значение зависит от следующих трех величин: коэффициента суммарной теплоотдачи от среды к телу α_{Σ} , толщины тела l и коэффициента теплопроводности нагреваемого тела $\lambda_{\text{тела}}$. Малое значение Bi может быть получено при большом значении $\lambda_{\text{тела}}$ или при малых значениях l или α_{Σ} .

¹ А. И. Пехович, В. М. Жидких. Расчеты теплового режима твердых тел. Изд-во «Энергия», 1968.

Следовательно, отнесение данного изделия к тонкому или массивному определяется не только теплопроводностью и толщиной нагреваемых тел, но и значением α_{Σ} . При медленном нагреве тел с малым значением α_{Σ} к категории тонких тел могут относиться и сравнительно толстые изделия с ограниченным значением $\lambda_{\text{тела}}$. Большинство цветных металлов и их сплавов вследствие относительно высокого значения для них $\lambda_{\text{тела}}$ может быть отнесено к тонким изделиям. Характеристика теплового режима нагрева

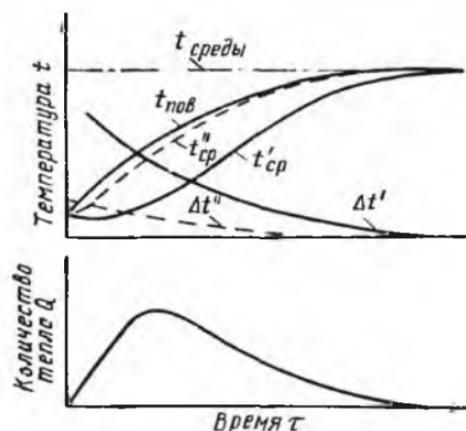


Рис. 80. Нагрев массивных и тонких изделий:

$t_{\text{пов}}$ — температура поверхности тела;
 $t'_{\text{сп}}$ — температура середины массивного тела;
 $t''_{\text{сп}}$ — температура середины тонкого тела;
 $\Delta t'$ — разность температуры поверхности и середины для массивного тела;
 $\Delta t''$ — то же, для тонкого тела

(тонким или массивным), как видно из графика рис. 80, также непостоянно во времени. Сначала оно увеличивается до некоторого максимума, а затем постепенно уменьшается, стремясь достигнуть нуля.

Любой процесс нагрева или охлаждения тела можно разделить на три стадии с различными режимами. Первая, начальная стадия нагрева характерна распространением процесса нагрева в пространстве с захватом все новых и новых слоев тела. Скорость изменения температуры в отдельных точках при этом различна и поле температуры сильно зависит от начального состояния и имеет случайный характер. Режим этой стадии называется **неупорядоченным**. На рис. 81 неупорядоченный режим нагрева характеризуется кривой сложного и произвольного характера для изменения $\ln(t_{\text{тела}} - t_{\text{среды}})$ в отрезке времени от 0 до τ . С течением времени влияние начальных неравномерностей сглаживается и скорость изменения температуры во всех точках тела

массивных и тонких изделий показана на рис. 80. Кривая температуры поверхности тела стремится со временем достигнуть значения температуры окружающей среды. Кривая температуры середины тела для массивных изделий значительно отстает от кривой температуры поверхности, хотя в конечном итоге также стремится достигнуть значения температуры окружающей среды. Для тонких изделий кривая температуры середины тела располагается весьма близко к кривой температуры поверхности. В соответствии с изложенным, кривая, характеризующая перепад температуры для тонкого изделия, имеет тенденцию в пределе совпасть с осью абсцисс. Количество тепла, воспринимаемое нагреваемым телом

становится постоянной. Эта вторая стадия нагрева характеризуется так называемым упорядоченным, или регулярным режимом. По прошествии длительного времени наступает третья стадия нагрева, характеризующаяся постоянством температур во времени. Это знакомый нам стационарный режим. Если во всех точках тела температура выравнивается и становится равной температуре окружающей среды, то это называется состоянием теплового равновесия. При решении многих практических задач по нагреву и охлаждению тел первой стадией процесса можно пренебрегать и ориентировать весь расчет на второй, регулярный режим, который как показали исследования, подчиняется простому экспоненциальному закону, выражаемому в логарифмической форме уравнением прямой. Для случая охлаждения тела это уравнение имеет вид

$$\ln(t_{\text{тела}} - t_{\text{среды}}) = -mt + c.$$

На рис. 81 это уравнение изображено наклонной прямой с угловым коэффициентом m . Теория регулярного режима и ее приложение для решения практических задач разработаны Г. М. Кондратьевым. Особенно плодотворной оказалась теория регулярного режима для создания новых методов тепловых измерений и определений тепловых параметров веществ, коэффициентов теплоотдачи и излучения и т. д.



Рис. 81. Охлаждение тела при неупорядоченном и регулярном режиме

4. Конвективный теплообмен

Конвективный теплообмен происходит между газом или жидкостью и твердым телом при их соприкосновении. Теплоотдача при этом происходит переносом тепловой энергии движущимися материальными частицами газа или жидкости, а также теплопроводностью через слой газа или жидкости, прилегающий к поверхности твердого тела. Таким образом, конвективный теплообмен является очень сложным процессом, находящимся в прямой зависимости от характера и показателей движения газа или жидкости. Ввиду особой сложности конвективного теплообмена математическое его описание приведено в основном для стационарного режима.

Наиболее удобна для расчетов теплоотдачи конвекцией формула Ньютона:

$$Q = \alpha_{\text{к}} (t_1 - t_2) F \tau \text{ ккал}, \quad (85)$$

где Q — количество тепла, переданное от газа или жидкости к стенке (или наоборот) конвекцией ккал;
 α_k — коэффициент теплоотдачи конвекцией, ккал/(м²·ч·°С);
 t_1 — температура газа или жидкости, °С;
 t_2 — температура поверхности стенки, °С;
 F — поверхность теплообмена, м²;
 τ — время теплообмена, ч.

Внешне весьма простая формула (85) не дает возможности просто решить расчетную задачу, так как α_k является сложной функцией от ряда параметров. Поэтому вся сложность процесса теплоотдачи конвекцией переносится из общей расчетной формулы в величину коэффициента теплоотдачи α_k , нахождение которого и является основной задачей исследований процесса конвективного теплообмена. Исследования показывают, что в общем случае коэффициент теплоотдачи α_k является функцией по меньшей мере следующих величин:

Φ — формы твердого тела;
 l_1, l_2, l_3 — размеров поверхности нагрева;
 t_1 и t_2 — температуры газа и тела;
 w_t — скорости движения газа;
 λ — коэффициента теплопроводности газа;
 C_p — теплоемкости газа;
 ρ — плотности газа;
 μ — вязкости газа.

Отсюда

$$\alpha_k = f(w_t, t_1, t_2, \lambda, C_p, \rho, \mu, l_1, l_2, l_3, \Phi).$$

Так как теплоотдача конвекцией особенно сильно зависит от характера движения газа или жидкости, то совершенно разными получаются значения α_k для следующих случаев движения: 1) принудительного ламинарного; 2) принудительного турбулентного; 3) естественного (свободного); 4) смешанного.

Чем энергичнее происходит движение газа или жидкости около нагреваемой (охлаждаемой) поверхности, чем больше скорость движения и трение газовых потоков о нагреваемую поверхность, тем больше коэффициент теплоотдачи конвекцией.

Значение α_k можно найти и теоретически, и экспериментально. Однако вследствие многозначности и сложности зависимости α_k от определяющих его параметров возможности теоретического вывода значения α_k весьма ограничены и полученные этим путем величины не всегда подтверждаются при экспериментальной проверке.

Наиболее надежный и плодотворный путь определения коэффициентов теплоотдачи конвекцией — в настоящее время экс-

периментальный метод, широко использующий для обработки и выражения результатов экспериментов основные положения теории подобия и по существу своему сводящийся к моделированию различных характерных случаев конвективного теплообмена. Моделирование и теория подобия позволяют при помощи эксперимента найти величину α_k для вполне ограниченных и определенных условий теплообмена и выразить полученные экспериментальные данные в виде критериальных уравнений, которые можно распространить на все подобные явления и случаи теплообмена.

Рассмотрим методику экспериментального нахождения значения α_k .

Сложный процесс конвективного теплообмена, представляющий собой совокупность гидродинамических и тепловых явлений, описывается системой дифференциальных уравнений, включающей в себя: 1) уравнение движения; 2) уравнение сплошности; 3) уравнение теплообмена; 4) уравнение теплопроводности. Первые два уравнения были выведены в гл. 5, посвященной движению газов.

Уравнение теплообмена может быть получено из сопоставления формулы Ньютона (85), написанной в дифференциальной форме при $\tau = 1$:

$$dQ = \alpha_k (t_1 - t_2) dF = \alpha_k \Delta t dF, \quad (a)$$

с формулой, выражающей передачу того же количества тепла через пограничный слой газа, расположенный около нагреваемой поверхности, теплопроводностью по закону Фурье:

$$dQ = -\lambda \frac{\partial t}{\partial n} dF. \quad (б)$$

Приравнявая уравнение (а) и (б), получим дифференциальное уравнение теплообмена, описывающее процесс теплоотдачи конвекцией на границах тела:

$$\alpha_k = -\frac{\lambda}{\Delta t} \cdot \frac{\partial t}{\partial n}. \quad (86)$$

Общее дифференциальное уравнение теплопроводности для движущегося газа или жидкости (78) было выведено нами ранее.

Проведенный в гл. 6 на основании теории подобия анализ системы дифференциальных уравнений, описывающих процесс конвективного теплообмена, выявил основные критерии подобия и форму критериальных уравнений (71):

$$Nu = f(Fo, Re, Pe, Gr);$$

$$Nu = f(Fo, Re, Gr, Pr).$$

Для стационарного вынужденного движения выпадает критерий Fo и можно пренебречь влиянием естественного движения, т. е. кри-

териум Gr , тогда критериальное уравнение упрощается и принимает вид

$$Nu = f(Re, Pr). \quad (87)$$

При чисто естественном движении газов выпадает критерий Re и критериальное уравнение будет

$$Nu = f(Gr, Pr). \quad (88)$$

Для газов одинаковой атомности, для которых критерий Pr одинаков и постоянен, уравнение теплообмена при вынужденном движении будет

$$Nu = f(Re), \quad (89)$$

а для естественного движения

$$Nu = f(Gr). \quad (90)$$

Обычно критериальные уравнения (87—90) имеют вид степенных функций, например

$$Nu = cRe^n.$$

После логарифмирования этого выражения получается уравнение прямой линии

$$\lg Nu = \lg c + n \lg Re,$$

имеющей начальную координату $\lg c$ и угол наклона φ , тангенс которого будет $\operatorname{tg} \varphi = n$ (рис. 82).

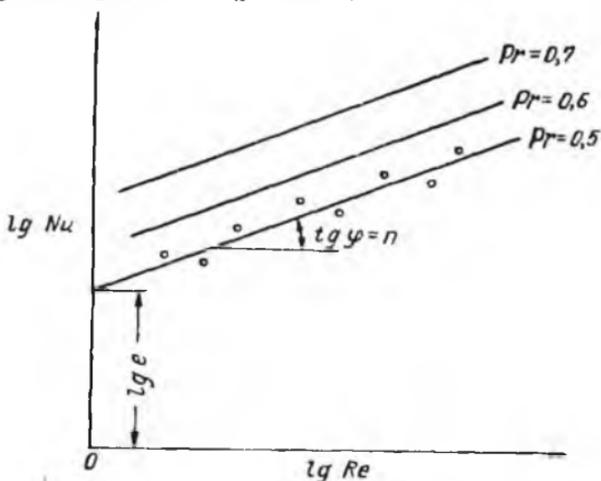


Рис. 82. Графическая обработка результатов экспериментов по нахождению α_k

Экспериментальные данные по теплоотдаче конвекцией, полученные на тепловой модели процесса, обычно обрабатывают в логарифмическом виде вычислением по результатам опытов значений $\lg Nu$ при соответствующих значениях $\lg Re$ и нанесения их

на график рис. 82 в виде отдельных точек. По этим точкам проводят прямую линию и определяют значение c и n , а следовательно, раскрывается вид функции $Nu = c Re^n$. Если опытные данные располагаются по кривой, то кривую заменяют ломаной, для отдельных участков которой значения c и n будут различны. В случае более сложных критериальных уравнений, содержащих более двух критериев, например уравнение типа (87), опыты проводят последовательно при постоянных значениях третьего критерия, например критерия Pr . В этом случае на графике рис. 82 получается семейство прямых для различных значений критерия Pr и соответственно ряд значений для c и n . Полученные экспериментальным путем уравнения, содержащие значение α_k в виде критерия Nu , носят название эмпирических формул для определения коэффициента теплоотдачи конвекцией в критериальном виде. Эти формулы как наиболее правильно и обобщенно отражающие подлинные условия теплообмена конвекцией и следует использовать для технических расчетов конвективного теплообмена. Приведем некоторые из этих формул для наиболее важных случаев теплообмена конвекцией.

Теплоотдачу при естественном движении газа или жидкости в свободном пространстве можно рассчитать по формуле М. А. Михеева:

$$Nu = c(GrPr)_m^n, \quad (91)$$

где m — условное обозначение, означающее, что при расчетах теплоотдачи за определяющую температуру, по которой находятся значения физических параметров, входящих в критерии, должна приниматься средняя арифметическая температура газа и поверхности тела;

c и n — коэффициенты, имеющие следующие значения:

$$l \quad (GrPr)_m = 1 \cdot 10^{-3} - 5 \cdot 10^2; \quad c = 1,18; \quad n = 0,125;$$

$$(GrPr)_m = 5 \cdot 10^2 - 2 \cdot 10^7; \quad c = 0,54; \quad n = 0,25;$$

$$(GrPr)_m = 2 \cdot 10^7 - 1 \cdot 10^{13}; \quad c = 0,135; \quad n = 0,33.$$

При расчете критериев за определяющий размер l берут: для труб и каналов — гидравлический или эквивалентный диаметр $d = \frac{4F}{S}$, где F — площадь сечения канала, m^2 , и S — периметр, m ; при обтекании труб l равно внешнему диаметру трубы, при обтекании вертикальных плит — длине по направлению движения, при горизонтальных плитах — меньшей стороне плиты.

Приведенная формула (91) применима для любых капельных жидкостей и газов при $Pr \geq 0,7$ и для тел любой формы и любого размера. В частности, по ней можно рассчитать теплообмен конвекцией наружной поверхности печей с окружающим воздухом.

Поясним на примере формулы (91) порядок расчета по формулам в критериальном виде. Расчет по этим формулам проводят в следующей последовательности:

1) разворачивают значение критериев, входящих в формулу, т. е. выражают критерии через составляющие их величины:

$$Nu = \frac{\alpha_{кл}}{\lambda_{газ}}; \quad Gr = \frac{g\beta_0(t_1 - t_2)l^3}{\nu^2}; \quad Pr = \frac{\nu}{a};$$

2) вычисляют определяющую температуру, в данном случае как среднюю арифметическую от температуры газа и тела:

$$t_{опр} = \frac{1}{2}(t_{газ} + t_{тела}),$$

3) по определяющей температуре и справочным таблицам для физических свойств газов определяют численные значения параметров, входящих в критерий подобия: Pr , ν , $\lambda_{газ}$, β_0 и др.;

4) рассчитывают численные значения определяющих критериев, т. е. Gr и Pr ;

5) по величине произведения $(GrPr)$ находят соответствующие численные значения для коэффициентов c и n ;

6) по формуле (91) определяют значение критерия Nu ;

7) по значению Nu вычисляют значение $\alpha_{кл}$;

8) по формуле (85) рассчитывают количество тепла, переданного конвекцией.

Расчет теплоотдачи при вынужденном движении газов или жидкостей по трубам и каналам при ламинарном характере движения М. А. Михеев рекомендует проводить по обобщенной формуле (92):

$$Nu_f = 0,17Re_f^{0,33}Pr_f^{0,43}Gr_f^{0,1}\left(\frac{Pr_f}{Pr_w}\right)^{0,25}\epsilon_f \quad (92)$$

В этой формуле индекс f у критериев означает, что при их вычислении за определяющую температуру принята средняя температура газа или жидкости. Исключение составляет критерий Pr_w в знаменателе дроби, который вычисляют по температуре поверхности тела. За определяющий размер при расчетах по формуле (92) принимают эквивалентный диаметр канала d . Эта формула применима для любого газа и жидкости и наиболее полно учитывает влияние направления теплового потока и естественной конвекции. Значение поправочного коэффициента ϵ_f при ламинарном режиме принимают в зависимости от отношения длины канала к его эквивалентному диаметру:

$\frac{l}{d}$	1	2	5	10	15	20	30	40	50	
ϵ_f	1,90	1,70	1,44	1,28	1,18	1,13	1,05	1,02	1	и выше

Теплоотдача при вынужденном движении газов или жидкостей при турбулентном характере движения рассчитывается по обобщенной М. А. Михеевым формуле

$$Nu_f = 0,021 Re_f^{0,80} Pr_f^{0,43} \left(\frac{Pr_f}{Pr_w} \right)^{0,25} \epsilon_l. \quad (93)$$

За определяющую температуру здесь также принята средняя температура газа или жидкости и за определяющий размер — эквивалентный диаметр сечения канала. Формула (93) применима к трубам и каналам любой формы поперечного сечения для всех газов и жидкостей при $Re_f = 1 \cdot 10^4 \div 5 \cdot 10^6$, $Pr_f = 0,6 \div 2500$. Значение ϵ_l при турбулентном режиме находят по табл. 12.

Т а б л и ц а 12

Значение ϵ_l при турбулентном режиме

Re	ϵ_l при отношении $\frac{l}{d}$							
	1	2	5	10	15	20	30	40*
$1 \cdot 10^4$	1,65	1,50	1,34	1,23	1,17	1,13	1,07	1,03
$2 \cdot 10^4$	1,51	1,40	1,27	1,18	1,13	1,10	1,05	1,02
$5 \cdot 10^4$	1,34	1,27	1,18	1,13	1,10	1,08	1,04	1,02
$1 \cdot 10^5$	1,28	1,22	1,15	1,10	1,08	1,06	1,03	1,02
$1 \cdot 10^6$	1,14	1,11	1,08	1,05	1,04	1,03	1,02	1,01

* При $\frac{l}{d} \geq 50$ значение $\epsilon_l = 1,00$.

Теплоотдача при свободной конвекции расплавленных металлов на основании работ, выполненных в АН СССР, может рассчитываться по формуле

$$Nu_m = c Gr_m^n Pr_m^{0,4}. \quad (94)$$

В качестве определяющей температуры принята средняя температура пограничного слоя $t_{\text{ср}} = \frac{1}{2} (t_{\text{ст}} + t_m)$. Значения c и n приведены ниже:

Gr_m	c	n
$10^2 - 10^9$	0,52	0,25
$10^9 - 10^{13}$	0,106	0,33

Теплоотдача при движении в каналах расплавленных тяжелых и щелочных ме-

та л л о в, а также их сплавов подсчитывается, согласно исследованиям, проведенным в АН СССР, по следующей формуле:

$$Nu_f = 4,5 + 0,014 (Re_f Pr_f)^{0,8} \varepsilon_t. \quad (95)$$

В качестве определяющей температуры принята средняя температура расплавленного металла t_m , а в качестве определяющего размера — эквивалентный диаметр канала. Формула (95) применима при значениях $Re_f = 1 \cdot 10^4 \div 1 \cdot 10^6$; $Pr_f = 4 \cdot 10^{-3} \div 3,2 \cdot 10^2$. Причем для $\frac{l}{d} > 30$ принимается $\varepsilon_t = 1$, для $\frac{l}{d} < 30$ принимается $\varepsilon_t = 1,72 \left(\frac{d}{l}\right)^{0,16}$.

Опыты показали, что в этом случае теплоотдача не зависит от распределения температур и направления теплового потока. Авторы проведенных исследований указывают на отрицательное влияние на теплоотдачу контакта расплавленных металлов с воздухом, в результате чего появляются окислы, осаждающиеся на поверхности нагрева.

Формулы для некоторых специальных случаев теплоотдачи конвекцией, например при изменении агрегатного состояния и т. п., можно найти в литературе, приведенной в конце книги.

Кроме формул в критериальном виде, в справочной и учебной литературе по теплообмену встречаются также у п р о щ е н н ы е ф о р м у л ы, имеющие вид

$$\alpha_k = A \Delta t^n \text{ или } \alpha_k = B \omega^m.$$

Упрощенные формулы обычно получают из критериальных формул, раскрывая значения критериев для каких-либо определенных, частных значений величин, входящих в эти критерии. Следовательно, упрощенные формулы можно применять только в том случае, если в рассчитываемом агрегате конвективный теплообмен протекает в условиях, тождественных условиям, при которых получена данная упрощенная формула. Так как обычно для упрощенных формул эти условия достаточно точно не оговариваются, возможно ошибочное использование этих формул для расчета теплообмена с резко отличными условиями, что поведет к искажению результатов расчетов. Поэтому пользоваться этими формулами следует лишь в исключительных случаях, ориентируясь в расчетах конвективного теплообмена в основном на формулы в критериальном виде.

Приведем некоторые упрощенные формулы для α_k . Приблизительная формула Н. Н. Доброхотова для теплоотдачи конвекцией в печах

$$\alpha_k = 450 \xi \omega_0 C_t \text{ ккал}/(m^2 \cdot ч \cdot ^\circ C), \quad (96)$$

где ξ — коэффициент потери напора от трения газа о стенки;
 w_0 — условная скорость газа в печи, м/сек;
 C_t — истинная теплоемкость газа, ккал/(м³·°С).

Формула Нуссельта для естественного движения воздуха или газа около плоских или цилиндрических горизонтальных или вертикальных цилиндрических стенок:

$$\alpha_k = k(t_1 - t_2)^{0,25}, \quad (97)$$

где k — коэффициент; для вертикальной поверхности $k = 2,2$; для горизонтальной поверхности, обращенной вверх, $k = 2,8$, для обращенной вниз $k = 1,4$;
 t_1 и t_2 — температуры воздуха и стенки, °С.

Формула Крауссоляда для теплоотдачи от воды к стенкам трубы и обратно:

$$\alpha_k = A \frac{w^{0,8}}{d^{0,2}},$$

где коэффициент $A = 1190$ при $t_{\text{воды}} = 0$ °С; $A = 2900$ при $t_{\text{воды}} = 100$ °С; d — диаметр трубы, м.

Практические значения коэффициента теплоотдачи конвекцией, ккал/(м²·ч·°С), в различных условиях лежат в следующих интервалах:

Газы при естественной конвекции	5—100
Вода при естественной конвекции	100—1000
Газы при движении в трубах и каналах или между трубами	10—300
Вода при движении в трубах	500—10 000
Кипение воды (пузырчатое)	2000—40 000

Теплоотдача конвекцией имеет существенное значение в низкотемпературных печах, работающих при температуре газов ниже 600—700°С и скорости газов более 6—7 м/сек, а также в воздухоподогревателях. В остальных печах, за исключением шахтных печей, рудно-термических электропечей и печей с теплообменом в слое, конвекция имеет второстепенное значение. Наиболее часто встречающиеся значения α_k для металлургических печей лежат в пределах 15—100 ккал/(м²·ч·°С).

5. Тепловое излучение

Основные законы теплового излучения

Тепловое излучение — одна из многих разновидностей лучистой энергии, передаваемой посредством электромагнитных колебаний. Тепловые лучи характеризуются длиной волны λ от 0,4 до 400 мкм, причем видимые световые лучи имеют длину волны

0,4—0,8 мкм, а тепловые инфракрасные лучи 0,8—400 мкм. В интервале более коротких волн находятся космические лучи, гамма-лучи, лучи Рентгена, ультрафиолетовые (химические) лучи, а более длинные волны характеризуются как радиоволны. Законы распространения, отражения и преломления, установленные для видимых лучей в оптике, в общем справедливы и для невидимых тепловых лучей. Поэтому при исследовании теплового излучения используют аналогию теплового и светового излучения.

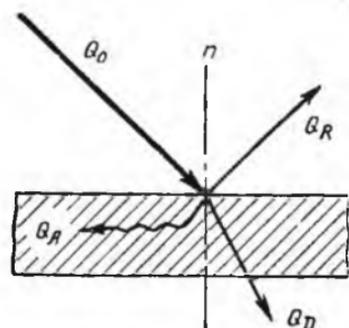


Рис. 83. Схема распределения лучистой энергии

Каждое тело непрерывно излучает и непрерывно поглощает лучистую энергию, которая возникает в результате тепловой энергии. При излучении запас тепловой энергии тела уменьшается, при поглощении тепловая энергия тела увеличивается. Конечный результат лучистого теплообмена данного тела с другими телами или окружающей средой определяется разностью между излучением и поглощением, что в свою очередь зависит от разности температур и физических свойств тел. Количество лучистой энергии, поступающей на единицу поверхности в единицу времени, называется плотностью лучистого потока E , ккал/(м²·ч). Если на поверхность тела приходит общее количество тепла Q_0 , то часть его Q_A поглощается, Q_R отражается и Q_D проходит сквозь тело (рис. 83). Тогда

$$Q_A + Q_R + Q_D = Q_0.$$

После деления равенства на Q_0 получим

$$\frac{Q_A}{Q_0} + \frac{Q_R}{Q_0} + \frac{Q_D}{Q_0} = 1.$$

Если обозначить

$A = \frac{Q_A}{Q_0}$ — поглощательная способность тела;

$R = \frac{Q_R}{Q_0}$ — отражательная способность;

$D = \frac{Q_D}{Q_0}$ — пропускательная способность, то

$$A + R + D = 1.$$

Величины A , R , D безразмерны и изменяются в пределах от 0 до 1.

Если $A = 1$, то $R = 0$ и $D = 0$, что означает полное поглощение падающей лучистой энергии и характеризует тело как абсолютно черное. Тела, имеющие $A < 1$, называются серыми.

Если $R = 1$, то $A = 0$ и $D = 0$, что указывает на полное отражение падающей лучистой энергии и характеризует тело как зеркальное, или абсолютно белое.

Если $D = 1$, то $A = 0$ и $R = 0$, что указывает на полное прохождение лучистой энергии сквозь тело. Такие тела называются абсолютно прозрачными. Абсолютно черных, белых и прозрачных тел в природе нет, но есть тела, приближающиеся к ним по своим свойствам. Например, темные шероховатые поверхности приближаются к черным телам. Светлые гладкие и зеркальные поверхности имеют свойства, близкие к белым телам. Чистый, ничем не загрязненный воздух близок по свойствам к прозрачным телам. Свойствами абсолютно черного тела обладает малое отверстие, сделанное в стенке большого полого внутри замкнутого тела, так как попадающие в это отверстие лучи полностью поглощаются внутренней полостью тела.

Закон Планка устанавливает для абсолютно черного тела изменение интенсивности или плотности теплового излучения по длинам волн, выражаемое следующим уравнением:

$$E_{\lambda T}^{\circ} = \frac{C_1 \lambda^{-5}}{\frac{C_2}{\lambda T} - 1},$$

где $E_{\lambda T}^{\circ}$ — интенсивность или плотность монохроматического (т. е. одной определенной длины волны) излучения абсолютно черного тела для длины волны λ и температуры T , ккал/(м²·ч·мкм);

λ — длина волны излучения, мкм;

T — абсолютная температура тела, °К;

C_1 — постоянная, равная $3,22 \cdot 10^{-16}$ ккал/(м²·ч);

C_2 — постоянная, равная $1,44 \cdot 10^{-2}$ м·°К;

e — основание натуральных логарифмов.

Графическое изображение закона Планка приведено на рис. 84 в координатах $E_{\lambda T}^{\circ}$, λ и T . При увеличении λ интенсивность излучения $E_{\lambda T}^{\circ}$ растет до некоторого максимума, а далее убывает. С повышением температуры максимум излучения смещается в сторону более коротких волн.

Количество энергии dE° , излучаемое участком длин волн $d\lambda$ при температуре $T = 1000^{\circ}$ К, изображенное на рис. 84 заштрихованной площадкой, определяется следующим выражением:

$$dE^{\circ} = E_{\lambda T}^{\circ} d\lambda.$$

Полное количество энергии, излучаемое всеми длинами волн и представляющее собой излучающую способность абсолютно черного тела, равно

$$E_T^{\circ} = \int_{\lambda=0}^{\lambda=\infty} E_{\lambda T}^{\circ} d\lambda.$$

Из рассмотрения рис. 84 можно также установить, что энергия видимого светового излучения $[\lambda = 0,4 \div 0,8 \text{ мкм}]$ по сравнению с энергией инфракрасного излучения $[\lambda = 0,8 \div 400 \text{ мкм}]$ очень мала.

Закон Вина (закон смещения) устанавливает, что произведение длины волны максимального излучения λ_m

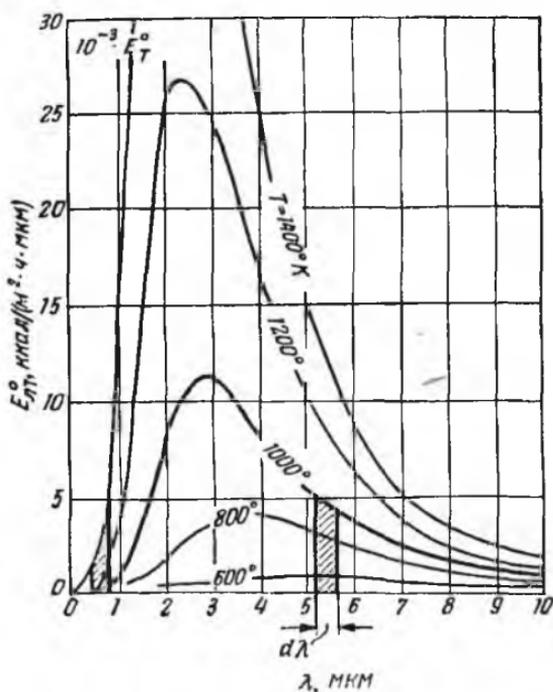


Рис. 84. Закон Планка

на абсолютную температуру T есть величина постоянная и выражается уравнением

$$\lambda_m T = 2884 \text{ мкм} \cdot \text{°K}.$$

Закон Стефана—Больцмана (закон четвертых степеней) устанавливает, что энергия полного (интегрального) теплового излучения E пропорциональна четвертой степени абсолютной температуры T .

Для абсолютно черного тела этот закон может быть выведен интегрированием уравнения закона Планка в пределах значений λ от 0 до ∞ . В результате интегрирования получается

$$E^{\circ} = \sigma_0 T^4,$$

где σ_0 — постоянная излучения абсолютно черного тела;

$$\sigma_0 = 4,88 \cdot 10^{-8} \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{°K}^4).$$

Для серого тела закон Стефана — Больцмана имеет вид

$$E = \sigma T^4,$$

где σ — постоянная излучения серого тела.

В технических расчетах этот закон применяют в следующей, более удобной форме:

$$E = c \left(\frac{T}{100} \right)^4 \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}),$$

где c — коэффициент лучеиспускания тела, $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{K}^4)$.

Закон Стефана — Больцмана строго справедлив для абсолютно черного тела, хотя его широко применяют и для серых тел. Коэффициент лучеиспускания для различных тел имеет значение в пределах 0—4,9, причем наибольшая величина относится к абсолютно черному телу. Для характеристики излучающей способности тел используют также другую величину, носящую название степени черноты тела:

$$\epsilon = \frac{c}{c_0}.$$

Здесь c_0 — коэффициент лучеиспускания абсолютно черного тела. Значение c и ϵ для различных материалов приведено в справочниках. Используя величину ϵ , можно написать уравнение, выражающее закон Стефана — Больцмана в несколько ином виде:

$$E = \epsilon c_0 \left(\frac{T}{100} \right)^4.$$

Закон Кирхгоффа устанавливает, что отношение излучательной способности E к поглощательной A для всех серых тел одинаково и равно излучательной способности абсолютно черного тела E_0 при той же температуре и зависит только от температуры.

Закон Кирхгоффа выводится из рассмотрения лучистого теплообмена между двумя параллельными близко расположенными поверхностями, из которых одна поверхность — серая, другая — абсолютно черная.

Температура, излучательная и поглощательная способности этих поверхностей соответственно равны: $T, E, A; T_0, E_0$ и $A_0 = 1$, причем $T > T_0$.

Составим для серой поверхности баланс энергии. С единицы поверхности в единицу времени серая поверхность излучает энергию в количестве E , $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$. Попадая на черную поверхность, эта энергия полностью ею поглощается. В свою очередь, черная поверхность излучает энергию в количестве E_0 . Попадая на серую поверхность, эта энергия частично в количестве $A E_0$ поглощается ею, остальная часть в количестве $(1-A) E_0$ отражается, снова попадает на черную поверхность и полностью ею поглощается. Таким образом, для серой поверхности приход

энергии равен AE_0 , а расход E . Следовательно, баланс лучистого обмена таков:

$$q = E - AE_0 \text{ ккал/(м}^2 \cdot \text{ч)}.$$

Лучистый теплообмен между поверхностями происходит и при $T = T_0$. В этом случае система находится в подвижном тепловом равновесии и $q = 0$.

Следовательно,

$$E = AE_0 \text{ или } \frac{E}{A} = E_0 = f(T).$$

Последнее уравнение и представляет собой математическое выражение закона Кирхгоффа.

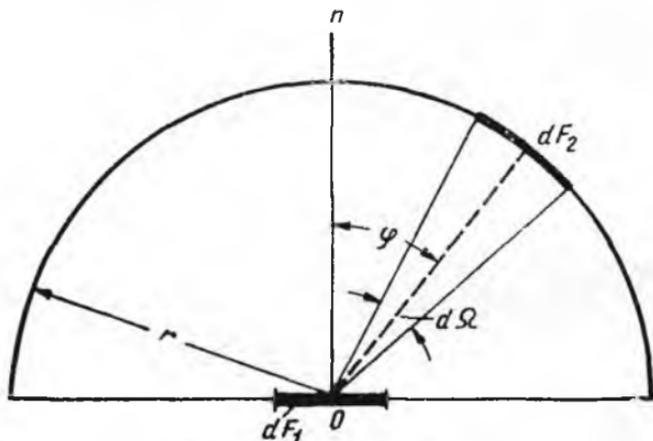


Рис. 85. Закон Ламберта

Так как поглощательная способность тел A численно равна степени их черноты ϵ , то

$$\frac{E}{\epsilon} = E_0, \text{ или } \frac{E}{A} = E_0 = f(T).$$

Величина ϵ для всех серых тел всегда меньше единицы, следовательно, при любой температуре тепловое излучение абсолютно черного тела максимально. Закон Кирхгоффа справедлив и для полного излучения, и для монохроматического (т. е. для определенной длины волны). В последнем случае отношение $\frac{E}{A}$ или $\frac{E}{\epsilon}$ является функцией не только температуры, но и длины волны. Из закона Кирхгоффа следует, что чем больше излучательная способность тел, тем больше и их поглощательная способность, и наоборот.

Закон Ламберта (закон косинусов) устанавливает, что количество энергии dQ_ϕ , излучаемое элементом поверхности dF_1 в направлении элемента dF_2 (рис. 85), пропор-

ционально количеству энергии, излучаемой по нормали E_n , умноженному на величину пространственного угла $d\Omega$ и $\cos \varphi$, т. е.

$$dQ_\varphi = E_n d\Omega \cos \varphi dF_1 \text{ ккал/ч.}$$

Наибольшее количество энергии излучается в направлениях, близких к нормали к поверхности, а с увеличением угла φ количество излучаемой энергии уменьшается и при $\varphi = 90^\circ$ оно становится равным нулю. Величина излучения по нормали E_n выводится интегрированием уравнения, выражающего закон Ламберта по поверхности полусферы, лежащей над плоскостью dF_1 , и сопоставления результата интегрирования с уравнением, выражающим количество энергии, излучаемое телом по всем направлениям по закону Стефана—Больцмана. Опуская математические выкладки, даем конечный их результат в виде значения E_n :

$$E_n = \frac{\epsilon}{\pi} c_0 \left(\frac{T}{100} \right)^4.$$

Из приведенного выражения для E_n следует, что излучательная способность в направлении нормали в π раз меньше полной излучательной способности тела. Подставляя значение E_n в уравнение, выражающее закон Ламберта, получаем новый вид уравнения, которое является основой для расчета лучистого теплообмена между поверхностями конечных размеров:

$$dQ_\varphi = \frac{\epsilon}{\pi} c_0 \left(\frac{T}{100} \right)^4 d\Omega dF_1 \cos \varphi,$$

где c_0 — коэффициент лучеиспускания абсолютно черного тела, равный $4,9 \text{ ккал/(м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{°K}^4)$.

Закон Ламберта строго справедлив для абсолютно черного тела и имеет отклонения для шероховатых и серых тел и особенно для полированных металлов.

Закон Кеплера (закон квадратов расстояний) устанавливает, что облучательная способность точечного источника излучения обратно пропорциональна квадрату расстояния между источником и облучаемым телом.

В общем виде количество энергии dQ , падающей на облучаемую площадку dF от точечного источника, будет

$$dQ = \frac{\omega}{4\pi r^2} \cos \varphi dF,$$

где ω — количество энергии, излучаемой источником равномерно во все стороны, ккал/ч ;

r — расстояние от источника до площадки dF , м ;

φ — угол между направлением r и нормалью к облучаемой площадке, град .

При увеличении размеров источника излучения закон Кеплера теряет свою силу.

Все приведенные закономерности излучения серых тел справедливы только для так называемых идеальных серых тел, т. е. таких, у которых распределение интенсивности излучения по длинам волн такое же, как и у абсолютно черного тела, при той же температуре, только все ординаты (рис. 84) уменьшены в некоторое число раз, равное $\frac{1}{\epsilon}$.

В действительности встречаются тела, у которых относительная интенсивность излучения по сравнению с абсолютно черным телом в различных частях спектра совершенно различна. Такие тела обладают селективным (избирательным) излучением, которое не подчиняется ни закону Планка, ни закону Стефана—Больцмана, что весьма осложняет количественную характеристику теплового излучения для этих тел. Селективность излучения и поглощения особенно резко выражена у газов, а также у чистых металлических поверхностей.

Лучистый теплообмен между двумя серыми непрозрачными телами

Лучистый теплообмен между двумя непрозрачными телами, для которых $D = 0$, можно рассчитывать по формулам, выведенным на основании изложенных выше законов теплового излучения. Теплообмен излучением между двумя непрозрачными поверхностями при разных их температурах складывается из многократного обмена теплом первого и второго тела. Задачу по теплообмену в данном случае решают на основании закона Стефана—Больцмана, дающего возможность написать основное уравнение, и с учетом влияния формы, размеров, взаимного расположения и расстояния между телами на основании закона Ламберта и других законов, дающих возможность найти значение коэффициентов для основного уравнения.

Общая формула теплообмена излучением между двумя непрозрачными телами, написанная на основании закона Стефана—Больцмана, имеет вид

$$Q = \epsilon_n c_0 \varphi_{обл} \left[\left(\frac{T_1}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_2}{100} \right)^4 \right] F_{расч} \tau, \quad (98)$$

- где
- Q — количество тепла, переданное излучением от первого тела ко второму, *ккал*;
 - ϵ_n — приведенная степень черноты системы, учитывающая степень черноты обоих тел и их взаимное расположение;
 - c_0 — коэффициент лучеиспускания абсолютно черного тела, *ккал/(м²·ч·°К⁴)*;
 - $\varphi_{обл}$ — средний угловой коэффициент или коэффициент облученности, учитывающий форму, размеры и взаимное расположение поверхностей;

T_1 и T_2 — абсолютные температуры первого и второго тела, °К;

$F_{\text{расч}}$ — условная расчетная поверхность теплообмена, м^2 ;
 τ — время теплообмена, ч.

Для практического использования формулы (98) необходимо знать величины ϵ_n , $\Phi_{\text{обл}}$ и $F_{\text{расч}}$.

Для расчетов металлургических печей наибольшее значение имеют три случая формы и расположения тел: а) две плоские параллельные большие поверхности; б) две произвольной формы замкнутые поверхности, охватывающие одна другую; в) две плоские поверхности, произвольно расположенные в пространстве.

Значение величин ϵ_n , $\Phi_{\text{обл}}$ и $F_{\text{расч}}$ в основной расчетной формуле (98) может находиться для перечисленных случаев теплообмена излучением теоретически, а также экспериментально с использованием метода моделирования.

Покажем на примере вывода значения ϵ_n , $\Phi_{\text{обл}}$ и $F_{\text{расч}}$ для двух плоских параллельных поверхностей сущность теоретических методов нахождения этих коэффициентов. Обозначим для первой поверхности: абсолютную ее температуру T_1 , излучательную способность E_1 , поглощательную способность A_1 . Для второй поверхности соответственно T_2 , E_2 , A_2 (рис. 86). Проведем последовательный учет количества лучистой энергии, излучаемой, отражаемой и поглощаемой обеими поверхностями.

Первая поверхность излучает

$$E_1. \quad (\text{а})$$

Из этого количества вторая поверхность поглощает

$$A_2 E_1 \quad (\text{б})$$

и обратно отражает

$$(1 - A_2) E_1. \quad (\text{в})$$

Из этого первая поверхность поглощает

$$(1 - A_2) A_1 E_1 \quad (\text{г})$$

и отражает

$$(1 - A_2) \cdot (1 - A_1) E_1. \quad (\text{д})$$

Вторая поверхность снова поглощает

$$(1 - A_2) \cdot (1 - A_1) A_2 E_1 \quad (\text{е})$$

и отражает

$$(1 - A_2)^2 \cdot (1 - A_1) E_1 \quad (\text{ж})$$

Из этого количества первая снова поглощает

$$(1 - A_2)^2 \cdot (1 - A_1) A_1 E_1 \quad (\text{з})$$

и т. д. до бесконечности.

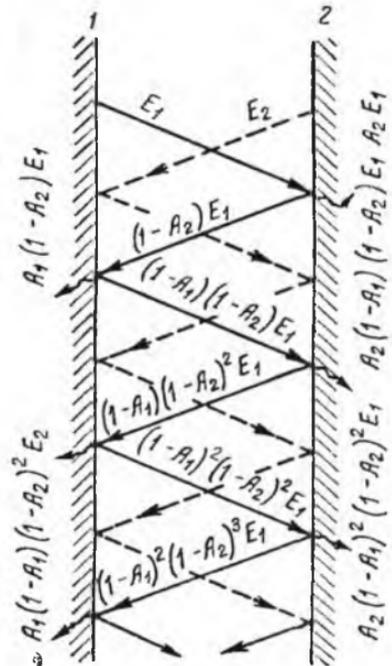


Рис. 86. Схема теплообмена излучением двух параллельных поверхностей

Аналогичные рассуждения можно провести и по отношению к излучению второй поверхности E_2 . Для нахождения количества энергии q , $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$, которое в конечном итоге взаимного облучения будет передано от первой поверх-

ности ко второй, необходимо из первоначально испускаемой энергии E_1 вычесть то, что возвращается и снова поглощается, и ту энергию, которая поглощается из излучения второй поверхности. Первое вычитаемое может быть получено суммированием выражений (г), (з) и т. д. Если обозначить

$$(1 - A_2) \cdot (1 - A_1) = \rho,$$

то первое вычитаемое можно записать так:

$$E_1 (1 + \rho + \rho^2 + \dots) (1 - A_2) A_1. \quad (\text{и})$$

Так как $\rho < 1$, то сумма бесконечно убывающей геометрической прогрессии $1 + \rho + \rho^2 + \dots = \frac{1}{1 - \rho}$. После подстановки этого значения в выражение (и) получим

$$\frac{E (1 - A_2) A_1}{1 - \rho} \quad (\text{к})$$

Второе вычитаемое имеет следующее выражение:

$$E_2 A_1 (1 + \rho + \rho^2 + \dots) = \frac{E_2 A_1}{1 - \rho} \quad (\text{л})$$

Находим теперь значение q :

$$q = E_1 - \frac{E_1 (1 - A_2) A_1}{1 - \rho} - \frac{E_2 A_1}{1 - \rho} \quad (\text{м})$$

После приведения к общему знаменателю с учетом, что

$$1 - \rho = 1 - (1 - A_1 - A_2 + A_1 A_2) = A_1 + A_2 - A_1 A_2,$$

получим

$$q = \frac{E_1 A_2 - E_2 A_1}{A_1 + A_2 - A_1 A_2}. \quad (\text{н})$$

На основании закона Стефана—Больцмана, учитывая, что $A_1 = \epsilon_1$ и $A_2 = \epsilon_2$, напишем выражение для E_1 и E_2 :

$$E_1 = A_1 c_0 \left(\frac{T_1}{100} \right)^4 \quad \text{и} \quad E_2 = A_2 c_0 \left(\frac{T_2}{100} \right)^4.$$

После подстановки этих значений в уравнение (и), преобразований и замены A_1 на ϵ_1 и A_2 , на ϵ_2 , получим

$$q = \frac{c_0}{\frac{1}{\epsilon_1} + \frac{1}{\epsilon_2} - 1} \left[\left(\frac{T_1}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_2}{100} \right)^4 \right] \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}). \quad (\text{о})$$

Для общего переданного количества тепла Q за время τ , ч, на поверхность $F_{\text{расч}}$ имеем

$$Q = \frac{1}{\frac{1}{\epsilon_1} + \frac{1}{\epsilon_2} - 1} c_0 \left[\left(\frac{T_1}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_2}{100} \right)^4 \right] F_{\text{расч}} \tau \text{ ккал}. \quad (99)$$

Сопоставляя выведенную формулу (99) с основной расчетной формулой (98), можно заключить, что для теплообмена излучением двух плоских параллельных поверхностей величины ϵ_n , $\Psi_{\text{обл}}$ и $F_{\text{расч}}$ имеют следующие значения:

$$\epsilon_n = \frac{1}{\frac{1}{\epsilon_1} + \frac{1}{\epsilon_2} - 1}; \quad \Psi_{\text{обл}} = 1; \quad F_{\text{расч}} \text{ — любая из двух поверхностей.}$$

Аналогичным путем могут быть выведены необходимые величины для расчета теплового излучения между двумя замкнутыми поверхностями F_1 и F_2 , охватываемыми одна другой. Для этого случая

$$\epsilon_n = \frac{1}{\frac{1}{\epsilon_1} + \frac{F_1}{F_2} \left(\frac{1}{\epsilon_2} - 1 \right)}; \quad \Phi_{\text{обл}} = 1; \quad F_{\text{расч}} \text{ равно меньшей поверхности } F_1.$$

Эти значения применимы для любой формы поверхностей, но при условии, что меньшая из них имеет выпуклую форму.

Более сложным путем с использованием закона Ламберта получены следующие приблизительные значения величин для двух плоских поверхностей, произвольно расположенных в пространстве:

$$\epsilon_n = \epsilon_1 \epsilon_2.$$

$\Phi_{\text{обл}}$ и $F_{\text{расч}}$ находят по специальным таблицам в зависимости от положения, формы и размеров поверхностей.

Если между двумя телами, находящимися в состоянии теплообмена излучением, поместить третье тело, то оно будет играть роль теплового экрана, значительно ослабляющего лучистый теплообмен. Передача тепла излучением при наличии экранов определяется по формуле

$$Q_s = \frac{1}{n+1} Q, \quad (100)$$

где Q_s — количество тепла, передаваемого излучением от первого тела ко второму, если имеются экраны, ккал;

Q — то же, без экранов ккал;

n — число экранов, обладающих коэффициентами лучеиспускания, одинаковыми с обоими телами.

Если применять экраны с коэффициентами излучения, меньшими, чем у излучающих тел, то уменьшение теплообмена будет еще более значительным, чем по формуле (100). Тепловое экранирование широко применяют и в технике, и в быту (занавески, заслонки, щиты и т. п.).

Тепловое излучение газов

В металлургических печах решающее значение имеет тепловое излучение газов, образующихся от горения топлива и от физико-химических превращений перерабатываемых материалов. Наибольшей излучательной и поглощательной способностью обладают многоатомные газы: углекислота CO_2 , водяной пар H_2O , сернистый ангидрид SO_2 . В противоположность этим газам двухатомные газы (азот N_2 , кислород O_2 и водород H_2) имеют ничтожно малые способности излучения и поглощения лучистой энергии и могут считаться практически теплопрозрачными. Заметное излучение имеется у окиси углерода CO , однако ввиду малого со-

держания CO в обычных печных газах ее излучение можно не учитывать. В отличие от твердых тел со сплошными спектрами излучения газы излучают и поглощают лучистую энергию лишь в определенных интервалах длин волн, т. е. имеют полосчатые спектры излучения. Например, наиболее важные полосы излучения, определяемые длинами волн углекислоты, следующие, *мкм*: 2,36—3,02; 4,01—4,8; 12,5—16,5, а пары воды 2,24—3,27; 4,8—8,5; 12,0—25,0. Твердые непрозрачные тела поглощают и испускают тепловые лучи с поверхности, а газы — по всей толщине слоя. Излучение и поглощение газов есть функция от произведения их концентрации (парциального давления p) на толщину слоя (длины пути луча или эффективной длины луча S) и температуры газа T :

$$E_{\text{газ}} \text{ или } A_{\text{газ}} = f(pS, T).$$

Исследования показали, что для газов закон Стефана—Больцмана неточен и их излучение зависит от температуры не в четвертой степени, а для углекислоты в степени 3,5 и водяного пара в степени 3. Для удобства технических расчетов и возможности применения формул единого вида излучение газов рассчитывают так же, как и для твердых тел, по закону четвертых степеней, а возникающие вследствие этого отклонения учитывают при обработке опытных данных по излучению различных газов. Излучающие тепло газы металлургических печей, кроме газовых составляющих, могут содержать в себе взвешенные твердые частички пыли, золы, углерода и т. п. Газы, не содержащие в себе твердых взвешенных частичек, условно называются не светящимися газами, а содержащие твердые частички — светящимися газами. Излучение несветящихся газов значительно уступает по интенсивности излучению светящихся газов, которое ближе к твердым телам. Степень черноты ϵ для несветящихся газов находится в пределах 0,1—0,4, а для светящихся газов 0,4—0,8. Достаточно хорошо изучено излучение несветящихся газов, для которых имеется обоснованная методика расчета. Для светящихся газов ввиду особой сложности учета излучения взвешенных твердых частиц расчеты носят приближительный характер. В печной технике нередко прибегают к искусственному увеличению степени черноты газов введением в них сажистого углерода (подсвечивание или карбюрация пламени).

Расчеты излучения несветящихся газов проводят на основании экспериментальных данных по излучению CO₂, H₂O и SO₂, представленных в виде графиков в предположении, что температура газа по всему объему одинакова и постоянна.

Основные расчетные графики рис. 87, 88 и 90 построены в координатах ϵ и l с нанесенными семействами кривых для различных значений произведения pS . Для H₂O влияние p несколько сильнее, чем S , поэтому значение $\epsilon_{\text{H}_2\text{O}}$, найденное из графика

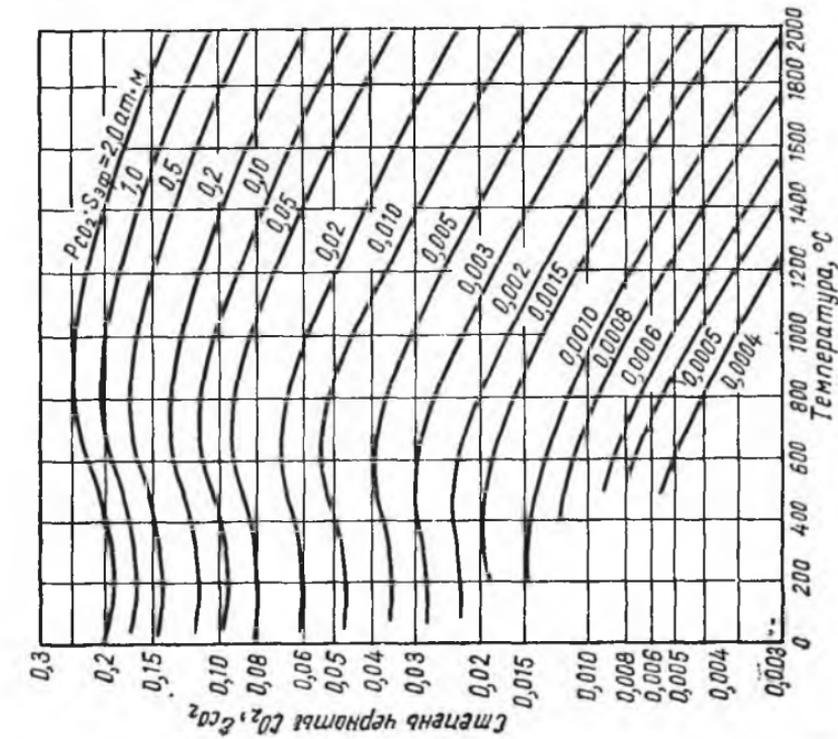


Рис. 87. Степень черноты излучения углекислого газа

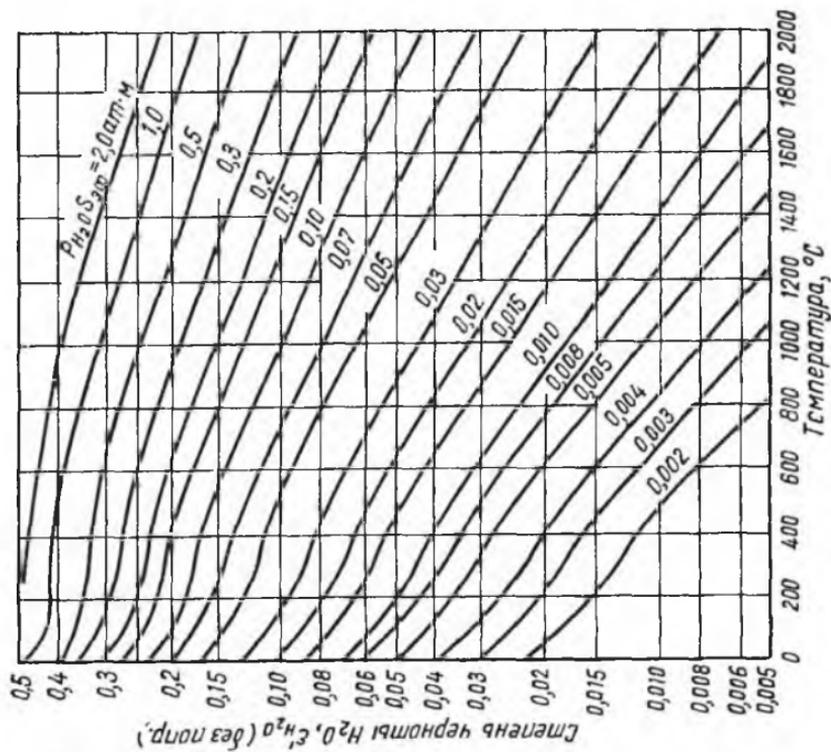


Рис. 88. Условная степень черноты излучения водяных паров без поправки на парциальное давление

рис. 88, следует умножить на поправочный множитель ξ (рис. 89), зависящий от парциального давления.

Пример. Найти степень черноты смеси печных газов, имеющих следующий состав: 14% CO_2 , 4% H_2O , 2% SO_2 , при длине пути луча $S = 1,2$ м и температуре $t = 1200^\circ \text{C}$. Находим значение произведений парциального давления p на длину луча S для каждого из составляющих смесь газов:

для CO_2

$$pS = 0,14 \cdot 1,2 = 0,168 \text{ ат} \cdot \text{м};$$

для H_2O

$$pS = 0,04 \cdot 1,2 = 0,048 \text{ ат} \cdot \text{м};$$

для O_2

$$pS = 0,02 \cdot 1,2 = 0,024 \text{ ат} \cdot \text{м}.$$

По графику излучения CO_2 (см. рис. 87) по значениям pS , равным 0,168, и $t = 1200$ находим $\epsilon_{\text{CO}_2} = 0,11$. По графику излучения H_2O (см. рис. 88) по значениям $pS = 0,048$ и $t = 1200$ находим $\epsilon_{\text{H}_2\text{O}} = 0,12$ и по графику рис. 89 по $p_{\text{H}_2\text{O}} = 0,04$ и $pS = 0,048$ поправочный множитель $\xi = 1,03$. Истинная величина $\epsilon_{\text{H}_2\text{O}} = 0,12 \cdot 1,03 = 0,124$. По графику излучения SO_2 (см. рис. 90) по значениям $pS = 0,024$ и $T = 1200 + 273 = 1473^\circ \text{K}$ находим $\epsilon_{\text{SO}_2} = 0,04$.

Искомая степень черноты смеси газов будет

$$\epsilon_{\text{газ}} = \epsilon_{\text{CO}_2} + \epsilon_{\text{H}_2\text{O}} + \epsilon_{\text{SO}_2} = 0,11 + 0,124 + 0,04 = 0,238.$$

Зная степень черноты газа $\epsilon_{\text{газ}}$, можно подсчитать по формуле (101) количество энергии, излучаемой этим газом в пустоту (т. е. без обратного возвращения лучистой энергии):

$$E = \epsilon_{\text{газ}} c_0 \left(\frac{T}{100} \right)^4 \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}), \quad (101)$$

где $c_0 = 4,9 \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{K}^4)$.

При расчетах излучения несветящихся газов весьма важно правильно принимать значение средней длины лучей S . Величина S для различной формы рабочего пространства печей может определяться по формуле эквивалентной газовой сферы, предложенной А. С. Невским:

$$S = n_r \frac{4V}{F} \text{ м}, \quad (102)$$

где V — объем рабочего пространства печи, заполненный газом, м^3 ;
 F — поверхность рабочего пространства печи, соприкасающаяся с газами, м^2 ;

n_r — коэффициент эффективности газового излучения. Значение $n_r = 0,7 \div 0,9$, при этом n_r тем больше, чем меньше ϵ_r .

Приблизительная зависимость n_r от ϵ_r выглядит так: $n_r = 0,99 \div 0,6\epsilon_r$.

При $n_r = 0,9$ для печей имеющих форму куба со стороной a , $S = 0,6 a$, а для барабанных печей с диаметром d величина $S = 0,9d$.

Расчет излучения светящихся газов проводят, или задаваясь приблизительными значениями их черноты

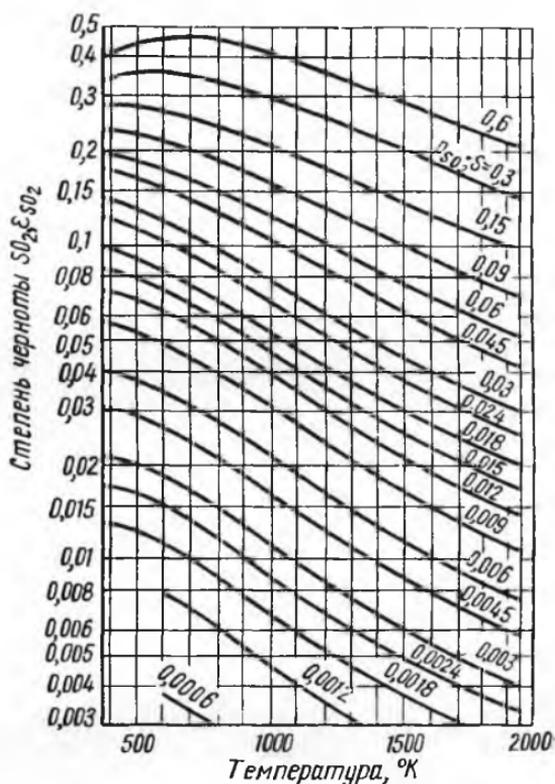


Рис. 90. Степень черноты излучения сернистого газа

по экспериментальным данным, или вводя некоторую поправку к излучению чисто газовых составляющих (CO_2 , H_2O и SO_2), учитывающую дополнительное излучение твердых частиц.

В первом случае в качестве некоторой ориентировки для выбора могут служить экспериментальные данные о степени черноты факела для различных видов топлива.

Ниже приведена степень черноты факела (для бесконечно толстого слоя):

Несветящаяся газовая пламя и пламя антрацита при слоевом сжигании	0,40
Светящаяся пламя антрацитовой пыли	0,45

Светящееся пламя тощих углей	0,60
Светящееся пламя каменных углей, богатых летучими, бурых углей, торфа и т. п., сжигаемых в виде пыли	0,70
Светящееся пламя мазута	0,85

При пользовании этими данными для печей с большим рабочим пространством следует учитывать, что факел занимает только незначительную часть рабочего пространства. Поэтому недопустимо принимать $\epsilon_{\text{газ}}$ для всего рабочего пространства таким же, как и для горящего факела, так как средняя степень черноты газа для всего рабочего объема печи будет значительно меньше.

Во втором случае можно пользоваться для определения приблизительного значения $\epsilon_{\text{газ}}$ для светящихся газов формулой

$$\epsilon_{\text{газ}} = \varphi (\epsilon_{\text{CO}_2} + \epsilon_{\text{H}_2\text{O}} + \epsilon_{\text{SO}_2}), \quad (103)$$

где ϵ_{CO_2} , $\epsilon_{\text{H}_2\text{O}}$, ϵ_{SO_2} — находятся по методике для несветящихся газов;

φ — коэффициент, учитывающий дополнительное излучение твердых взвешенных в потоке газов частиц.

При газовом отоплении печей или при малом количестве твердых взвешенных частиц $\varphi = 1$. При заметном количестве взвешенных частиц при мазутном или пылеугольном отоплении $\varphi = 1,3$.

Теплообмен излучением в рабочем пространстве пламенных печей

Теплообмен излучением в рабочем пространстве пламенных печей происходит между тремя телами: печными газами, кладкой и металлом или шихтой. Кроме излучения, происходит также и конвективный теплообмен между газами и поверхностью кладки и металла. Через кладку часть тепла из рабочего пространства в результате теплопроводности теряется во внешнюю среду. Вследствие чрезвычайной сложности теплообмена в рабочем пространстве пламенных печей при его анализе и математическом описании приходится прибегать к ряду упрощений, облегчающих расчеты без внесения в них больших погрешностей.

Одна из формул, применяемых для расчета теплообмена излучением в рабочем пространстве печей, была выведена В. Н. Тимофеевым при следующих упрощающих допущениях: 1) температура газов T_r , °К, одинакова по всему рабочему пространству печи; 2) температура поверхности металла T_m , °К, также всюду одинакова по всей поверхности; 3) плотность отраженных лучистых потоков от металла и кладки одинакова по всей поверхности; 4) поглощательная способность газов ϵ_r для собственного и отраженного излучения для всех направлений одинакова; 5) степень черноты газа ϵ_r относится к температуре газов, а не к температуре металла или кладки. Расчетную формулу излучения выводят,

учитывая основные тепловые потоки между газами, кладкой и металлом в рабочем пространстве печи. На рис. 91 показана схема теплообмена в рабочем пространстве печи. Основным источником тепла в печи — газы, которые посылают тепло на поверхности кладки и металла. В свою очередь кладка и металл взаимно обмениваются теплом излучением.

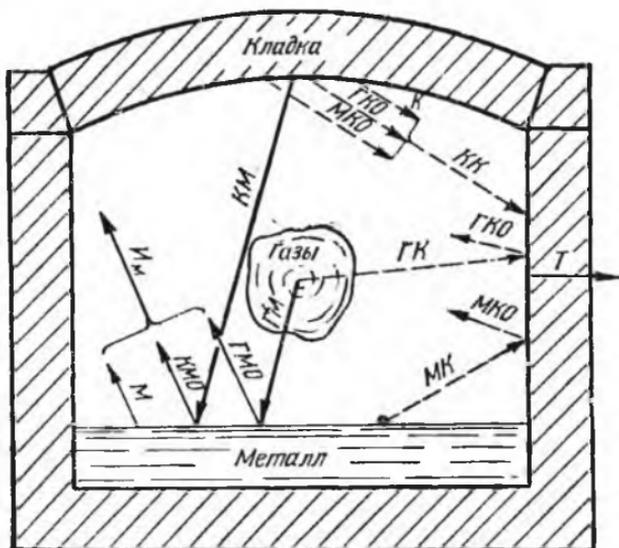


Рис. 91. Схема тепловых потоков в рабочем пространстве пламенных печей; $ГМ$ — тепло, переданное от газов к металлу; $ГК$ — от газа к кладке; $МК$ — от металла к кладке; $КК$ — от кладки к кладке; $ГМ0$, $КМ0$ и т. д. — части тепла, отраженные из соответствующих потоков; $М$ — собственное излучение металла; $К$ — собственное излучение кладки; $Т$ — тепло, теряемое кладкой вследствие теплопроводности

Количество тепла, которое получит металл в результате сложного и многократного теплообмена между газами, кладкой и металлом $Q_{ГКМ}$, определится как алгебраическая сумма количества тепла, переданных металлу газами $ГМ$ и гладкой $КМ$ и полного излучения поверхности металла I_m :

$$Q_{ГКМ} = ГМ + КМ - I_m.$$

Полное излучение поверхности металла I_m представляется как алгебраическая сумма собственного излучения $М$ и тепла, отраженного от излучения газов $ГМ0$ и от излучения кладки $КМ0$:

$$I_m = М + ГМ0 + КМ0.$$

Тепло, полученное металлом, $Q_{ГКМ}$ усваивается им и идет на физико-химические превращения перерабатываемых в печи материалов, не возвращаясь более в схему теплообмена.

Количество тепла, которое получит кладка печи в итоге теплообмена I_k , определится как алгебраическая сумма количеств

тепла, переданных кладке газами $ГК$, металлом $МК$, противоположными поверхностями кладки $КК$, и тепла, потерянного кладкой во внешнюю среду вследствие теплопроводности T :

$$I_k = GK + MK + KK - T.$$

Тепло, полученное кладкой от кладки, $КК$ определяется суммой собственного излучения кладки K и тепла, отраженного от излучения газов $ГКО$ и от излучения металла $МКО$:

$$KK = K + ГКО + МКО.$$

Тепло, полученное кладкой, I_k в отличие от металла не усваивается ею, так как при установившемся тепловом состоянии кладки тепло не расходуется ни на какие процессы. Поэтому все количество тепла, полученное кладкой, должно возвращаться в схему теплообмена в виде полного или эффективного излучения, которое мы и обозначили I_k .

Для дальнейшей расшифровки полученных уравнений введем следующие обозначения:

σ — коэффициент, упрощающий вид формулы излучения:

$$Q_{изл} = c_0 \varepsilon \left(\frac{T}{100} \right)^4 F = \sigma T^4 F,$$

$$\sigma = c_0 \varepsilon \cdot 10^{-8},$$

где ε — степень черноты соответствующего источника излучения;

F_m, F_k — поверхность металла или шихты и кладки, воспринимающая тепло, m^2 ;

φ — угловой коэффициент излучения кладки на металл;

τ — время теплоотдачи, $ч$;

ω — степень развития кладки:

$$\omega = \frac{1}{\varphi} = \frac{F_k}{F_m}.$$

Используя принятые обозначения, расшифруем величины, входящие в уравнение для $Q_{ГКМ}$, I_m и I_k . Тепло, передаваемое излучением от газов к металлу $ГМ$, определяется обычной формулой, выражающей закон Стефана—Больцмана:

$$ГМ = \sigma_r T_r^4 F_m.$$

Тепло, переданное излучением от кладки к металлу $КМ$, определяется как полное излучение кладки I_k , ослабленное поглощением слоя газов, через который проходят лучи от кладки к металлу, с учетом углового коэффициента между кладкой и металлом φ . Так как пропускательная способность слоя газов для теплового излучения кладки на металл будет $1 - \varepsilon_r$, то

$$КМ = I_k \varphi (1 - \varepsilon_r).$$

На основании полученных выражений для ΓM и KM можно расшифровать уравнение для $Q_{\Gamma KM}$:

$$Q_{\Gamma KM} = \sigma_{\Gamma} T_{\Gamma}^4 F_M + I_{\kappa} \varphi (1 - \varepsilon_{\Gamma}) - I_{\text{м}}. \quad (\text{а})$$

Собственное излучение металла

$$M = \sigma_{\text{м}} T_{\text{м}}^4 F_{\text{м}}.$$

Отраженное от металла излучение газов

$$\Gamma MO = \sigma_{\Gamma} T_{\Gamma}^4 F_{\text{м}} (1 - \varepsilon_{\text{м}}).$$

Отраженное от металла излучение кладки

$$KMO = I_{\kappa} \varphi (1 - \varepsilon_{\Gamma}) (1 - \varepsilon_{\text{м}}).$$

На основании полученных выражений для M , ΓMO и KMO расшифровываем уравнение для $I_{\text{м}}$:

$$I_{\text{м}} = \sigma_{\text{м}} T_{\text{м}}^4 F_{\text{м}} + \sigma_{\Gamma} T_{\Gamma}^4 F_{\text{м}} (1 - \varepsilon_{\text{м}}) + I_{\kappa} \varphi (1 - \varepsilon_{\Gamma}) (1 - \varepsilon_{\text{м}}) \text{ ккал/ч}. \quad (\text{б})$$

Излучение газов на кладку

$$\Gamma K = \sigma_{\Gamma} T_{\Gamma}^4 F_{\kappa}.$$

Излучение металла на кладку

$$MK = I_{\text{м}} (1 - \varepsilon_{\Gamma}).$$

Излучение кладки самой на себя

$$KK = I_{\kappa} (1 - \varepsilon_{\Gamma}) (1 - \varphi).$$

Для упрощения конечной формулы примем, что потери тепла кладкой в результате теплопроводности T во внешнюю среду полностью компенсируются теплом, передаваемым кладке от газов конвекцией, которое также из рассмотрения исключается. Отсюда получаем расшифрованное уравнение для I_{κ} :

$$I_{\kappa} = \sigma_{\Gamma} T_{\Gamma}^4 F_{\kappa} + I_{\text{м}} (1 - \varepsilon_{\Gamma}) + I_{\kappa} (1 - \varepsilon_{\Gamma}) (1 - \varphi) \text{ ккал/ч}. \quad (\text{в})$$

Решая совместно уравнения (а), (б) и (в) относительно $Q_{\Gamma KM}$ и учитывая, что $\sigma_{\Gamma} = c_0 \varepsilon_{\Gamma} \cdot 10^{-8}$, $\sigma_{\text{м}} = c_0 \varepsilon_{\text{м}} \cdot 10^{-8}$; $\frac{1}{\varphi} = \omega$, после преобразований получим

$$Q_{\Gamma KM} = \frac{c_0 \varepsilon_{\text{м}} (\omega + 1 - \varepsilon_{\Gamma})}{[\varepsilon_{\text{м}} + \varepsilon_{\Gamma} (1 - \varepsilon_{\text{м}})] \frac{1 - \varepsilon_{\Gamma}}{\varepsilon_{\Gamma}} \cdot \omega} \times \\ \times \left[\left(\frac{T_{\Gamma}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{\text{м}}}{100} \right)^4 \right] F_{\text{м}} \text{ ккал/ч}.$$

На основании полученного выражения для $Q_{ГКМ}$, ккал/ч, можно написать окончательную формулу для количества тепла, получаемого излучением поверхностью металла в пламенных печах Q , ккал:

$$Q = c_{ГКМ} \left[\left(\frac{T_{Г}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{М}}{100} \right)^4 \right] F_{М} \tau \text{ ккал}, \quad (104)$$

где $c_{ГКМ}$ — приведенный коэффициент лучеиспускания от газа и кладки на металл, ккал/(м²·ч·°К⁴).

$$c_{ГКМ} = \frac{c_0 \epsilon_M (\omega + 1 - \epsilon_r)}{[\epsilon_M - \epsilon_r (1 - \epsilon_M)] \frac{1 - \epsilon_r}{\epsilon_r} + \omega}$$

и τ — время теплообмена, ч.

Если излучающий тепло газ окружен однородной оболочкой (например, только одной кладкой), то теплообмен излучением происходит лишь между двумя телами: газами и оболочкой. Для этого случая Г. П. Поляк вывел аналогичным изложенному выше путем формулу для определения количества тепла, передаваемого излучением от газов к оболочке (или наоборот):

$$Q = \frac{c_0}{\frac{1}{\epsilon_r} + \frac{1}{\epsilon_k} - 1} \left[\frac{\epsilon_r}{\epsilon_k} \left(\frac{T_{Г}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{К}}{100} \right)^4 \right] F_{К} \tau \text{ ккал}. \quad (105)$$

Новые работы по лучистому теплообмену, опубликованные в отечественной и зарубежной литературе за последние годы, значительно расширили и углубили наши представления об этом основном для металлургических печей виде теплообмена.

Были теоретически разработаны вопросы теплообмена между твердыми телами, разделенными теплопрозрачной или поглощающей средой, вопросы теплообмена лучевоспринимающими поверхностями и изотермическими объемами, рассмотрены явления теплообмена в рабочем пространстве печей и топков при переменной по объему температуре излучающей среды, проведено большое количество экспериментальных работ на промышленных печах и опытных стендах и т.д.

Исследование лучистого теплообмена в ограниченном пространстве при поглощающей и рассеивающей среде проводили Е. С. Кузнецов, Г. Л. Поляк, С. Н. Шорин, Ю. А. Суринов, В. Н. Тимофеев, А. С. Невский, А. В. Кавадеров и др. В этих работах была установлена принципиальная возможность учитывать влияние среды с любым распределением температуры и физических свойств, селективный характер поглощающей способности газов и явление рассеивания лучистой энергии в среде.

Наиболее обстоятельно вопросы теплообмена излучением в печах и топках изложены с учетом новейших теоретических и экспериментальных исследований в монографии А. С. Невского (см. литературу).

Несмотря на большое число новых обстоятельных работ по лучистому теплообмену, уровень наших знаний в этой области все еще совершенно недостаточен.

Поэтому инженерные расчеты излучения в печах и топках могут выполняться только при условии ряда упрощений, значительно снижающих точность результатов расчета.

В большинстве случаев инженерные расчеты излучения проводят в предположении, что излучение и поглощение — серые, в то время как в действительности часто имеется резко выраженное селективное излучение.

Температуру излучающего объема принимают постоянной, тогда как в действительности она переменная. Весьма произвольно и неточно принимают значение средней эффективной температуры и т. п.

6. Суммарная теплопередача

Выше было рассмотрено отдельно три способа теплообмена: теплопроводность, конвекция и излучение. В действительности в металлургических печах теплопередача происходит всеми тремя способами одновременно, поэтому необходимо рассмотреть особо так называемую сложную, или суммарную теплопередачу, представляющую результат одновременного совместного протекания всех основных разновидностей теплообмена. Наиболее важные вопросы здесь: а) суммарная теплоотдача в печах; б) передача тепла от газа к газу через стенку.

Суммарная теплоотдача в печах может быть представлена как результат совместного действия конвекции и излучения. В этом случае общее количество тепла Q , переданное к перерабатываемому материалу, определяется по формуле

$$Q = \alpha_{\Sigma}(t_{\Gamma} - t_{\text{M}}) F_{\text{M}} \tau \text{ ккал}, \quad (106)$$

где α_{Σ} — коэффициент суммарной теплоотдачи $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C})$;
 t_{Γ} и t_{M} — средняя температура газа и материала, $^\circ\text{C}$;
 F_{M} — поверхность материала, воспринимающая тепло, м^2 ;
 τ — время теплопередачи, ч.

Значение α_{Σ} выражается уравнением

$$\alpha_{\Sigma} = \alpha_{\text{к}} + \alpha_{\text{л}}, \quad (107)$$

где $\alpha_{\text{к}}$, $\alpha_{\text{л}}$ — коэффициенты теплоотдачи конвекцией и излучением $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C})$.

Значение $\alpha_{\text{к}}$ в разделе, посвященном теплоотдаче конвекцией, довалось в форме и размерности, соответствующей формуле (106), поэтому после нахождения $\alpha_{\text{к}}$ по методике, описанной в разделе по конвекции, эту величину можно прямо использовать для расчета по формулам (106) и (107).

Для определения $\alpha_{\text{л}}$ используем формулу (104), выведенную для расчета теплообмена излучением в рабочем пространстве

печей. По этой формуле количество тепла, переданного материалу излучением, выражалось следующим образом:

$$Q = C_{ГКМ} \left[\left(\frac{T_{Г}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{М}}{100} \right)^4 \right] F_{М} \tau.$$

Сопоставляя это выражение с формулой (106), нетрудно установить выражение для $\alpha_{л}$:

$$\alpha_{л} = \frac{C_{ГКМ} \left[\left(\frac{T_{Г}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{М}}{100} \right)^4 \right]}{t_{Г} - t_{М}} \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{С}). \quad (108)$$

Формула суммарной теплоотдачи в печи (106) приведена к виду формул конвективной теплоотдачи, в которые температуры газа и материала входят в первой степени. Такой вид формулы удобен для сопоставления роли конвекции и излучения, но для высокотемпературных печей, в которых основную роль играет излучение, принципиально более правильным является приведение формулы суммарной теплопередачи к виду формулы излучения, в основе которой лежит формула (104). В этом случае общее количество тепла Q , переданное материалу, может быть определено по формуле

$$Q = C_{\Sigma} \left[\left(\frac{T_{Г}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{М}}{100} \right)^4 \right] F_{М} \tau \text{ ккал}, \quad (109)$$

где C_{Σ} — приведенный суммарный коэффициент лучеиспускания, учитывающий конвекцию, $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{К}^4)$;
 $T_{Г}$ и $T_{М}$ — средняя температура газа и материала, $^\circ\text{К}$.

Значение коэффициента C_{Σ} , учитывающего конвекцию, можно выразить формулой

$$C_{\Sigma} = C_{ГКМ} + C_{к} \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{К}^4), \quad (110)$$

где $C_{к}$ — увеличение приведенного коэффициента лучеиспускания, учитывающее теплоотдачу конвекцией, $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{К}^4)$.

Величину $C_{к}$ находят также из сопоставления формул (106) и (104):

$$C_{к} = \frac{\alpha_{к} (t_{Г} - t_{М})}{\left[\left(\frac{T_{Г}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{М}}{100} \right)^4 \right]} \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{К}^4). \quad (111)$$

Используя формулу (111), можно по найденному значению $\alpha_{к}$ определить величину $C_{к}$. Для металлургических плавильных печей достаточно точным является определение C_{Σ} по упрощенной формуле, в которой конвекция учитывается простым увеличением коэффициента лучеиспускания на 5—10%:

$$C_{\Sigma} = (1,05 \div 1,10) C_{ГКМ}. \quad (112)$$

Все формулы для расчета суммарной теплоотдачи в печах содержат в себе средние значения температуры газов t_{Γ}^{cp} и нагреваемых материалов t_M^{cp} .

Остановимся кратко на методах определения средней температуры или средней разности температур для печей. Температуру в печах усредняют в пространстве и во времени. Если температура изменяется в пространстве (например, по длине печи) или во времени (например, за время плавки) незначительно, то допустимо простое арифметическое усреднение по формуле

$$t^{cp} = \frac{1}{2} (t^{нач} + t^{кон}), \quad (113)$$

где $t^{нач}$ и $t^{кон}$ — начальная и конечная температуры газа или материала, °С.

Для печей и различных теплообменных устройств, в которых происходят значительные изменения температуры в пространстве и времени, следует пользоваться логарифмическим усреднением по формуле

$$t_{\Gamma}^{cp} - t_M = \frac{t_{\Gamma}^{нач} - t_{\Gamma}^{кон}}{2,3 \lg \frac{t_{\Gamma}^{нач} - t_M}{t_{\Gamma}^{кон} - t_M}}, \quad (114)$$

где $t^{нач}$ и $t^{кон}$ — начальная и конечная температуры газа, °С;
 t_M — средняя температура материала, °С.

Для высокотемпературных печей, в которых основной способ теплопередачи — излучение, наиболее правильно геометрическое усреднение по формуле

$$\left[\left(\frac{T_{\Gamma}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_M}{100} \right)^4 \right] = \sqrt{ \left[\left(\frac{T_{нач}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_M}{100} \right)^4 \right] \left[\left(\frac{T_{кон}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_M}{100} \right)^4 \right] }. \quad (115)$$

За начальную температуру газа $t_{\Gamma}^{нач}$ или $T_{\Gamma}^{нач}$ наиболее правильно брать для пламенных печей действительную начальную температуру газов. За температуру материала t_M или T_M следует принимать среднюю температуру его поверхности, участвующую в теплообмене. Для плавильных непрерывно действующих печей

$$t_M = t_{пл} + (50 \div 100^{\circ} \text{С}),$$

где $t_{пл}$ — температура плавления материала.

В заключение изложения суммарной теплоотдачи в печах приведем практические значения для α_{Σ} , ккал/(м²·ч·°С), в различных тепловых устройствах:

Отражательные плавильные печи	300—600
Мартеновские сталеплавильные печи	500—800
Нагревательные пламенные печи	160—300

В действующих заводских печах α_{Σ} измеряют с помощью тепломеров. Наиболее прост водяной тепломер (рис. 92), представляющий медную полую пластинку, внутри которой цирку-

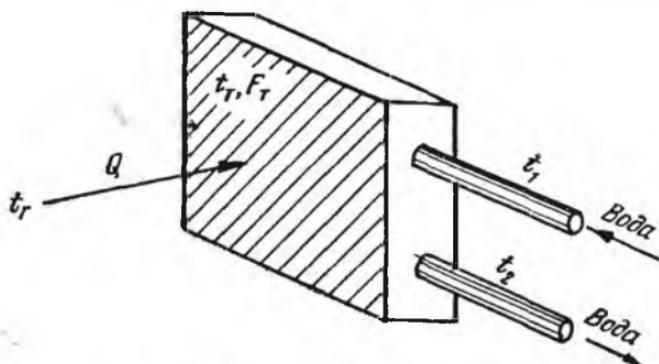


Рис. 92. Схема водяного тепломера

лирует охлаждающая вода. Температуру поверхности тепломера измеряют заделанной в поверхность чувствительной термопарой.

Тепломер вводят в рабочее пространство печи и обращают открытой поверхностью в сторону теплового потока. При этом

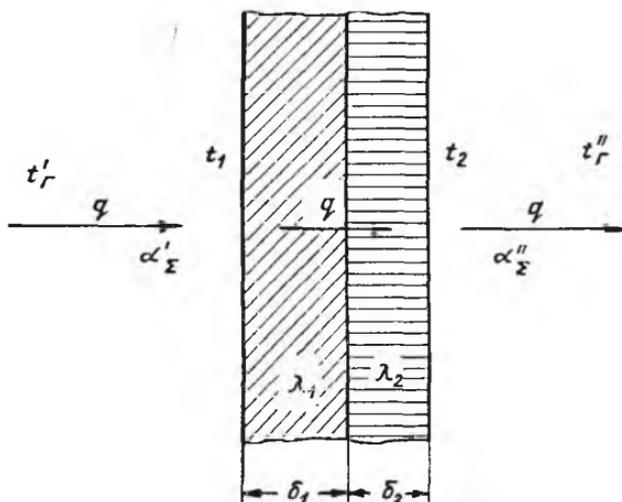


Рис. 93. Передача тепла от газа к газу через стенку

измеряют: температуру газов в печи t_r , температуру поверхности тепломера t_T , температуру охлаждающей тепломер воды на входе и выходе t_1 и t_2 , количество охлаждающей воды P , кг. По этим данным рассчитывают α_{Σ} по формуле

$$\alpha_{\Sigma} = \frac{cP(t_2 - t_1)}{(t_r - t_T)F_T\tau}, \quad (116)$$

где c — теплоемкость воды, $\text{ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C})$;

F_T — поверхность тепломера, участвующая в теплообмене, м^2 ;

τ — время нагрева тепломера, ч .

Передачу тепла от газа к газу (от жидкости к жидкости) через плоскую стенку можно рассчитывать по формуле (рис. 93)

$$Q = k(t'_r - t''_r) F \tau \text{ ккал}, \quad (117)$$

где k — коэффициент теплопередачи от газа к газу через стенку, $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C})$;

t'_r и t''_r — температура первого и второго газов, $^\circ\text{C}$;

F — поверхность стенки, участвующая в теплопередаче, м^2 ;

τ — время теплопередачи, ч .

Значение k определяют следующим образом. При установившемся режиме теплопередачи и постоянных во времени значениях температуры газов t'_1 и t'_2 и поверхностей стенки t_1 и t_2 поверхностная плотность теплового потока q , $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$, от первого газа к стенке, через стенку и от стенки ко второму газу будет иметь одно и то же значение. На основании ранее выведенных формул можно написать: тепловой поток от первого газа к стенке

$$q = \alpha'_\Sigma (t'_r - t_1),$$

тепловой поток через стенку

$$q = \frac{1}{\sum \frac{\delta}{\lambda}} (t_1 - t_2),$$

тепловой поток от стенки ко второму газу

$$q = \alpha''_\Sigma (t_2 - t''_r).$$

Решаем полученные уравнения относительно разности температуры, тогда

$$t'_r - t_1 = \frac{1}{\alpha'_\Sigma} q;$$

$$t_1 - t_2 = q \sum \frac{\delta}{\lambda};$$

$$t_2 - t''_r = \frac{1}{\alpha''_\Sigma} q.$$

После сложения этих уравнений получим

$$t'_r - t''_r = q \left(\frac{1}{\alpha'_\Sigma} + \sum \frac{\delta}{\lambda} + \frac{1}{\alpha''_\Sigma} \right).$$

Отсюда

$$q = \frac{1}{\frac{1}{\alpha'_\Sigma} + \sum \frac{\delta}{\lambda} + \frac{1}{\alpha''_\Sigma}} (t'_r - t''_r) = k (t'_r - t''_r).$$

Находим значение k по формуле

$$k = \frac{1}{\frac{1}{\alpha'_\Sigma} + \sum \frac{\delta}{\lambda} + \frac{1}{\alpha''_\Sigma}} \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C}). \quad (118)$$

Пользуясь уравнениями для разности температур, можно рассчитать температуры стенки t_1 и t_2 , если предварительно определить значение q . С помощью формулы (118) можно рассчитать потери тепла через стенки печей во внешнюю среду, передачу тепла в муфельных и ретортных печах и воздухонагревателях и т. п.

7. Теплообмен в различных печах

В различных типах металлургических печей условия и обстановка для протекания процесса теплообмена бывают резко различными. Поэтому теплообмен в разных печах имеет свои специфические особенности.

В пламенных плавильных и нагревательных отражательных печах теплообмен происходит между основным теплоносителем — газами и основным теплопотребителем — перерабатываемым материалом. В процессе теплообмена активно участвует кладка печи. Теплообмен между газами, кладкой и материалом происходит здесь в условиях весьма слабого взаимного контакта различных фаз, что затрудняет протекание теплообменных процессов. Основной способ теплопередачи от газов и кладки к материалу — излучение, которым передается около 90% от всего прихода тепла. Конвекция имеет в отражательных печах подчиненное значение, так как этим способом материалу передается от газов всего лишь 5—10% тепла. Некоторое значение конвекция имеет для теплообмена внутри жидкой ванны, особенно около массивов плавящейся шихты, где наблюдается слабое естественное конвекционное движение расплава. Теплопроводность проявляется в отражательных печах в прогреве слоя материала и жидкой ванны на глубину, а также при прохождении тепла через толщину кладки во внешнюю среду.

Анализ теплообмена в пламенных отражательных печах позволяет рекомендовать для расчета суммарной теплопередачи от газов и кладки к материалу формулы (109 и 112), причем

$$F_M = F_{\text{ш}} + F_{\text{в}}, \quad (119)$$

где $F_{\text{ш}}$ — средняя эффективная поверхность перерабатываемого материала, м^2 ; находится с помощью формул геометрии в зависимости от способа загрузки и расположения материала в печи;

$F_{\text{в}}$ — средняя эффективная открытая поверхность жидкой ванны, м^2 ; находится по размерам свободного от материала открытого зеркала ванны.

Принятие единой тепловоспринимающей поверхности, состоящей из открытых поверхностей шихты и ванны с одинаковой средней температурой $T_{\text{м}}$ и одинаковой степенью черноты $\epsilon_{\text{м}}$, вносит некоторую погрешность в расчет теплообмена в отражательных печах. Как показали работы А. М. Давидсона, эта погрешность весьма умеренна (3—5%) и вряд ли оправдывает те усложнения в расчетах теплообмена, которые возникают при раздельном учете поверхностей шихты и ванны. Тем более, что пока еще точность расчета теплообмена в отражательных печах ограничена и общая погрешность расчета составляет не менее 10—15%.

В плавильных отражательных печах, перерабатывающих медные и никелевые руды и концентраты с боковой загрузкой (рис. 94), шихта располагается около стенок в виде взаимно сопрягающихся конусов с центрами, определяемыми загрузочными воронками и углами откосов шихты, равными углу естественного откоса шихтовых материалов. При точном расчете поверхности шихты $F_{\text{ш}}$ следовало бы определять ее как открытую поверхность сопряженных конусов. Учитывая, что в процессе плавления поверхность шихты меняется от некоторого максимума до некоторого минимума, можно приближенно определить среднюю величину поверхности по образующим конусов, лежащих в плоскости сечения печи по загрузочным воронкам. При условии загрузки на $\frac{2}{3}$ длины печи поверхность шихты и ванны ($F_{\text{ш}} + F_{\text{в}}$) определяется по формуле

$$F_{\text{ш}} + F_{\text{в}} = 0,66L \left(\frac{2h_3}{\sin \alpha} + B - 2h_3 \operatorname{ctg} \alpha \right), \quad (120)$$

где L и B — длина и ширина ванны печи, м ;

h_3 — высота откосов шихты над ванной, м ;

α — угол естественного откоса материалов в печи, град.

В печах для рафинирования меди и для плавки оловянных концентратов, в которых загрузку проводят на всю поверхность ванны, среднюю эффективную поверхность шихты и ванны приблизительно можно определять как функцию полной площади зеркала ванны $F_{\text{в}}$ по формуле, учитывающей дополнительную поверхность, возникающую от неровностей и выступов загружаемой шихты:

$$(F_{\text{ш}} + F_{\text{в}}) = 1,2F_{\text{в}}. \quad (121)$$

В нагревательных пламенных печах величина тепловоспринимающей поверхности зависит от формы изделий и способа их укладки на поду печи. Для прямоугольных и цилиндрических слитков, плотно уложенных на поду, эффективную поверхность

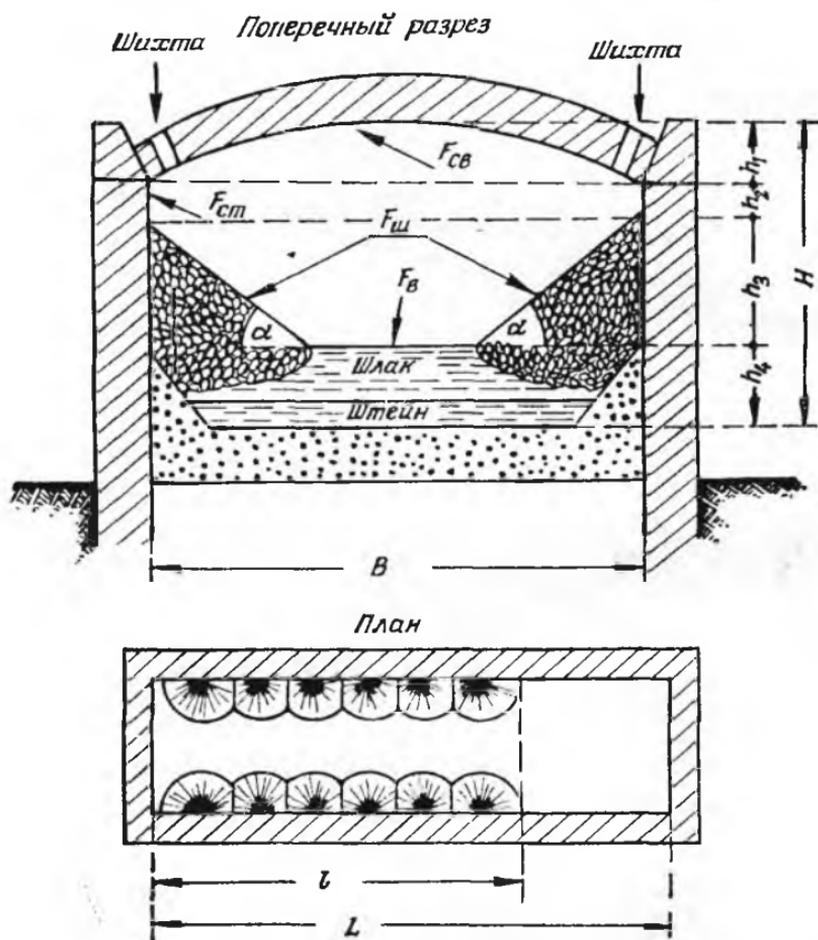


Рис. 94. Схема расположения шихты в отражательной печи

слитков принимают равной площади проекции изделий на под. При двустороннем нагреве слитков площадь проекции удваивают.

В обжиговых барабанных вращающихся печах в теплообмене участвуют также газы, кладка и перерабатываемый материал (рис. 95), но вследствие вращения печи и движения материала схема теплообмена здесь более сложная. Материал получает тепло с двух сторон. Открытая поверхность материала F_m получает тепло от газов излучением и конвекцией и от кладки излучением. Закрытая поверхность шихты F'_m получает тепло от кладки печи излучением через тонкую газовую

прослойку, отделяющую материал от кладки. Тепло от поверхностных слоев внутрь слоя передается при перемешивании материала перегибанием и пересыпанием, поэтому вопрос о распространении тепла в глубину слоя материала для этих печей решается очень просто, независимо от процесса теплопередачи.

Количество тепла, получаемое от газов и кладки открытой поверхностью материала Q_1 , может быть рассчитано по формуле

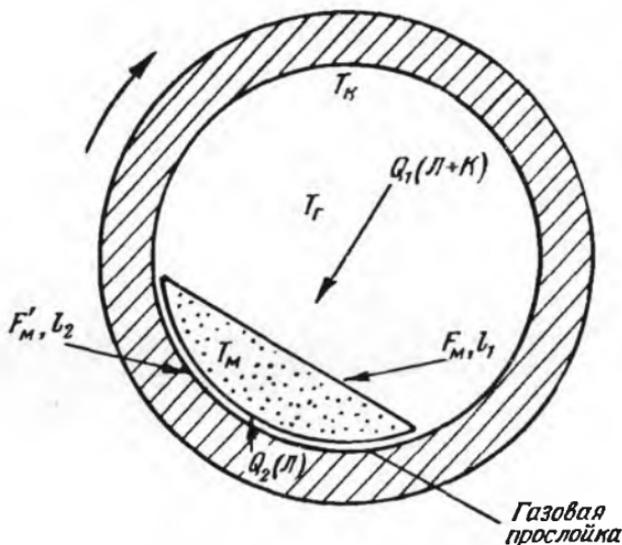


Рис. 95. Схема теплообмена в барабанной печи

(122), написанной на основе ранее выведенной формулы (109) с учетом несколько большей роли конвекции во вращающихся печах:

$$Q_1 = 1,1 C_{ГКМ} \left[\left(\frac{T_G}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_M}{100} \right)^4 \right] F_M \tau \text{ ккал.} \quad (122)$$

Количество тепла, получаемое закрытой поверхностью материала от кладки Q_2 , можно рассчитать по формуле, написанной на основе ранее выведенной формулы (98):

$$Q_2 = C_{пр} \left[\left(\frac{T_K}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_M}{100} \right)^4 \right] F'_M \tau \text{ ккал,} \quad (123)$$

где $C_{пр} = \frac{C_0}{\frac{1}{\epsilon_K} + \frac{1}{\epsilon_M} - 1}$ — приведенный коэффициент излучения между кладкой и материалом, определяемый по формуле (99) для двух параллельных поверхностей;

ϵ_K и ϵ_M — степень черноты кладки и материала.

Общее количество тепла, получаемое материалом в барабанной вращающейся печи, будет

$$Q = Q_1 + Q_2.$$

При расчете по формулам (122 и 123) среднюю температуру материала T_m определяют как среднее арифметическое от температуры материала в начале и в конце зоны. Среднюю температуру кладки T_k берут как среднее арифметическое от средней температуры газов и средней температуры материала. Среднюю температуру газов T_r определяют с учетом формулы (115). При большой длине вращающихся печей, превышающей 25—30 м, расчет теплообмена и усреднение температуры рекомендуется проводить по отдельным зонам печей. Открытую поверхность материала F_m рассчитывают в зависимости от коэффициента заполнения печи по длине хорды l_1 и общей длине печи L :

$$F_m = l_1 L \text{ м}^2.$$

Закрытую поверхность материала F'_m рассчитывают по длине дуги l_2 и общей длине печи:

$$F'_m = l_2 L \text{ м}^2.$$

Коэффициент заполнения вращающейся печи ϕ находят по показателям движения материала, характеристика и расчетные формулы для которого были даны ранее [см. формулы (49—53)].

В шахтных печах теплообмен происходит в слое кусковых материалов, через который движутся с большой скоростью газы. В отличие от пламенных печей здесь греющие газы и нагреваемый материал находятся в тесном контакте, а эффективная поверхность теплообмена весьма развита. Это обеспечивает весьма хорошие условия теплообмена в шахтных печах при условии нормального движения газов через слой шихты без нарушения его стабильности. Теплообмен между газами и шихтой осуществляется в шахтных печах излучением и конвекцией, причем роль конвекции здесь довольно значительна. Тепло, поступившее на поверхность кусков шихты от газов, распространяется в глубину кусков теплопроводностью. Следовательно, в шахтных печах имеют важное значение все три способа передачи тепла. Рассмотрение и описание процесса теплообмена в шахтных печах осложняется тем, что параллельно с теплообменом в слое шихты протекают экзотермические процессы горения топлива и окисления сульфидов, которые в ряде случаев не дают возможности рассчитать процесс теплообмена как таковой. Температура газов и шихты изменяется в шахтных печах в широких пределах (от 250—500° С на колошнике до 1300—1500° С в фокусе), что существенно влияет на условия теплообмена и соотношение отдельных видов теплопередачи по зонам печи. Экспериментальное исследование тепловых процессов в шахтной печи весьма затруднительно

вследствие тесного переплетения в пространстве и времени процессов выделения, распространения и использования тепла. Например, невозможно надежным способом измерить раздельно температуру шихты и газового потока, что лишает возможности ясно представить условия теплообмена в шахтных печах. Не удастся также рассматривать различные виды теплопередачи раздельно и приходится пользоваться условными суммарными значениями коэффициентов теплопередачи, отнесенными не к разности температур, а к какой-либо одной температуре, например температуре газов. Сложность обстановки протекания тепловых процессов в рабочем пространстве шахтных печей не дает еще возможности детально вскрыть необходимые закономерности в развитии этих процессов. Прделанные в этой области экспериментальные и теоретические исследования следует считать только первым этапом изучения тепловой работы шахтных печей. Теплообмен в шахтных печах наиболее основательно изучался в последнее время Б. И. Китаевым, критически проанализировавшим и обобщившим работы в этой области других ученых и установившим ряд новых интересных закономерностей. По Б. И. Китаеву, теплообмен в шахтных печах зависит от соотношения величин водяных чисел шихты $W_{ш}$ и газов $W_{г}$, $\text{ккал}/(\text{ч} \cdot ^\circ\text{C})$. Водяным числом шихты и газов называют произведения их часового расхода G , $\text{кг}/\text{ч}$ или $\text{м}^3/\text{ч}$, на кажущуюся теплоемкость c , $\text{ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C})$ или $\text{ккал}/(\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C})$:

$$W_{ш} = G_{ш}c_{ш}; \quad W_{г} = G_{г}c_{г}.$$

В величине кажущейся теплоемкости шихты учитывается тепло от всех экзотермических и эндотермических процессов, протекающих в шихте.

Водяное число газового потока в шахтных печах $W_{г}$ обычно изменяется по высоте печи в очень незначительных пределах, так как уменьшение теплоемкости потока по мере охлаждения компенсируется увеличением количества газов, образующихся в результате диссоциации и дегидратации в верхних горизонтах. Наибольшим изменениям подвержено водяное число шихты $W_{ш}$. Если шихта имеет заметные собственные экзотермические тепловыделения, компенсирующие расход тепла на эндотермические процессы, то может быть $W_{г} > W_{ш}$. В этом случае при достаточно большой высоте печи шихта нагревается до температуры газов в верхней части печи на некоторой высоте H_1 , а остальная высота печи H_2 в теплообмене не участвует (рис. 96, схема 1).

Если шихта не имеет собственных экзотермических тепловыделений, а, наоборот, в ней чрезмерно развиты эндотермические процессы (сушка, диссоциация, дегидратация и др.), то может быть $W_{г} < W_{ш}$. Теплообмен в этом случае при достаточно большой высоте печи происходит в нижней части печи на высоте H_1 , а холостая высота H_2 расположена наверху (рис. 96, схема 2). Отходящие газы имеют более низкую температуру, чем в первом

случае, но внизу печи шихта не сможет нагреться до температуры газов. Наконец, могут быть случаи, когда верх шахтной печи работает по схеме $W_r > W_{ш}$, а низ — по схеме $W_r < W_{ш}$ при переменном значении $W_{ш}$ по высоте печи (рис. 96, схема 3). По первой схеме теплообмена обычно работают верхние части газогенератора, доменной печи и вагранки. По этой же схеме работают шахтные печи цветной металлургии, но вследствие ограниченной высоты сыпи 3—5 м у них отсутствует резервная (холостая)

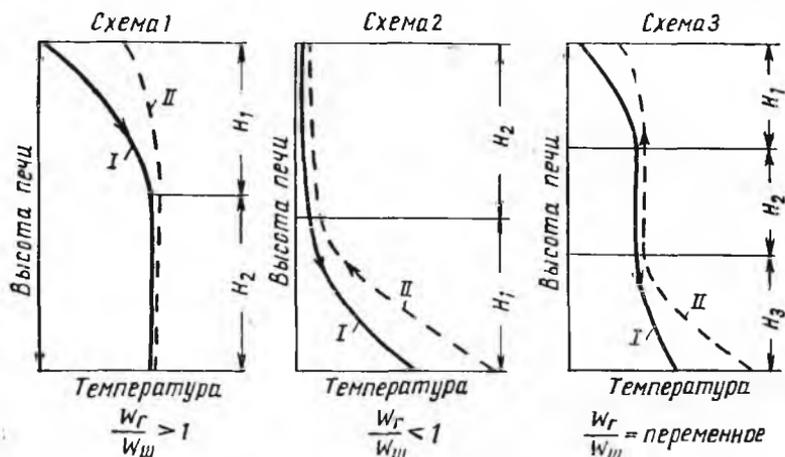


Рис. 96. Изменение температуры по высоте шахтных печей (по Б. И. Китаеву):

I — шихта; *II* — газы; H_1 — 1-я ступень нагрева; H_2 — резервная высота; H_3 — 2-я ступень нагрева

высота печи H_2 . По второй схеме работают шахтные печи при очень большой начальной влажности шихты, а также низ доменных печей. Доменная печь в целом работает по третьей комбинации.

Для расчета теплоотдачи в шахтных печах от газов к поверхности кусков шихты Б. И. Китаев предложил пользоваться объемным коэффициентом теплоотдачи в слое кусковых материалов, значение которого находят по исправленной формуле Фурнаса, полученной в результате обработки экспериментальных данных:

$$a_V = A \frac{\omega_0^{0,9} T^{0,3}}{d^{0,75}} M \text{ ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C}), \quad (124)$$

где ω_0 — условная скорость газов на свободное сечение шахты печи, м/сек;

T — температура газов, $^\circ\text{K}$;

d — средний диаметр кусков шихты, м;

M — коэффициент, зависящий от процентного содержания мелочи в шихте. При отсутствии мелочи $M = 1$, при содержании 20% мелочи $M = 0,5$;

A — опытный коэффициент, равный для руды 160, известняка 166, кокса 170.

Общее количество тепла Q , передаваемое газами поверхности кусков шихты, может быть рассчитано по формуле

$$Q = a_v (t_r - t_{ш}) V_{ш} \tau \text{ ккал}, \quad (125)$$

где t_r и $t_{ш}$ — температура газов и поверхности шихты, °С;

$V_{ш}$ — объем шихты, m^3 ;

τ — время теплоотдачи, $ч$.

Величину τ находят из выражения

$$\tau = \frac{H_p}{w_1},$$

где H_p — высота сыпи в шахтной печи;

w_1 — скорость опускания шихты в печи для расчета нагрева шихты, $m/ч$ (скорость газов для расчета охлаждения газов);

a_v — суммарный коэффициент теплоотдачи, $ккал/(m^3 \cdot ч \cdot ^\circ C)$.

В печах для обжига в кипящем слое теплообмен происходит главным образом конвекцией, хотя некоторое значение при повышенных температурах имеет и тепловое излучение. Поэтому для расчета теплообмена в кипящем слое можно применять разновидность формулы для конвекции (85)

$$Q = \alpha (t_1 - t_2) F \tau \text{ ккал},$$

где α — коэффициент теплоотдачи, $ккал/(m^2 \cdot ч \cdot ^\circ C)$;

t_1 — температура тепловоспринимающей или теплоотдающей среды, °С;

t_2 — температура частиц или поверхности теплообмена, °С;

F — поверхность теплообмена, m^2 ;

τ — время, $ч$.

Над экспериментальным определением коэффициентов теплообмена в кипящем слое работали многие исследователи.

В результате проведенных исследований было установлено, что коэффициент теплоотдачи зависит от формы и размеров частиц, скорости движения жидкости, температурного уровня процесса, структуры кипящего слоя, физических свойств жидкости и твердых частиц, интенсивности фазовых превращений, условий организации процесса и от ряда других факторов.

Опытами было установлено также, что в случае теплообмена кипящего слоя со стенками реактора или со стенками теплообменника интенсивность теплообмена по высоте кипящего слоя неодинакова и, следовательно, коэффициент теплоотдачи в кипящем слое имеет локальные значения.

Опыты показали, что в переходный момент и при очень больших степенях раздутия кипящего слоя структура его неоднородна, образуются локальные выбросы частиц, проскакивают газы; движение носит пузырчатый характер и наблюдаются другие аналогичные явления, затрудняющие решение задачи.

В результате всего этого приходится ограничиваться определением средних значений коэффициента теплоотдачи при ряде упрощающих допущений. Наиболее ценны при этом исследования, результаты которых обработаны в безразмерном виде и в соответствии с основными положениями теории подобия могут быть распространены на другие подобные процессы.

Критериальные уравнения теплообмена в кипящем слое имеют следующий общий вид:

$$Nu = f\left(Re, Pr, \omega, \frac{H}{d_s}, \frac{H}{H_0}, \frac{D_p}{D_s}\right); \quad (126)$$

$$Nu = f\left(Re, Pr, Fe, \frac{H}{d_s}, \frac{H}{H_0}, \frac{D_p}{D_s}\right). \quad (127)$$

В этих уравнениях:

Re и Pr — соответственно критерии Рейнольдса и Прандтля;
 ω — число псевдооживления, равное отношению фактической скорости среды к скорости начала псевдооживления;

Fe — критерий Федорова;

$$Fe = d_s \sqrt[3]{\frac{4}{3} \cdot \frac{g}{v^2} \left(\frac{\gamma_T}{\gamma_c} - 1\right)};$$

H и H_0 — текущая и начальная высота кипящего слоя, m ;

d_s — эквивалентный диаметр частиц, m ;

D_p — диаметр реактора, m ;

D_s — эквивалентный диаметр канала, m .

g — ускорение силы тяжести, $m/сек^2$;

v — кинематическая вязкость, $m^2/сек$;

γ_T и γ_c — соответственно удельный вес твердых частиц и среды, $кГ/м^3$.

Для практических расчетов теплообмена между сухими твердыми частицами и газами в кипящем слое в пределах $Re = 120 \div 2500$ можно применять формулу М. С. Шарловской:

$$Nu = 0,015 Re^{0,805} Fe^{0,53} \left(\frac{H_0}{d_s}\right)^{-0,45}. \quad (128)$$

Те же расчеты для влажных материалов (процессы сушки) рекомендуется делать по формуле И. М. Федорова, справедливой при $Re = 100 \div 200$:

$$Nu = 0,0283 Fe^{0,604} Re^{0,65} \left(\frac{H_0}{d_s}\right)^{-0,34}. \quad (129)$$

Для расчета теплообмена между кипящим слоем и поверхностью теплообменников было предложено большое число эмпирических формул, но ни одна из них не может считаться универсальной.

Для приближенных расчетов можно использовать формулу С. С. Забродского:

$$\alpha_{\max} = 33,7 \rho_{\tau}^{0,2} \lambda_c^{0,6} d_{\text{э}}^{-0,36} \text{ ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{С}), \quad (130)$$

где $d_{\text{э}}$ — диаметр частиц, м;

ρ_{τ} — плотность частиц, кг/м³;

λ_c — коэффициент теплопроводности среды, ккал/(м·ч·°С).

Формула Отмера

$$Nu = 0,64 Re w^{-1}. \quad (131)$$

Практические значения коэффициентов теплоотдачи в кипящем слое, полученные различными исследователями, колеблются в очень широких пределах, ккал/(м²·ч·°С). Так, для теплоотдачи от газов к частицам и наоборот значение $\alpha = 10 \div 300$, а для теплоотдачи от кипящего слоя к поверхности теплообменников $\alpha = 20 \div 1000$.

В электрических рудоплавильных печах с электродами, погруженными в слой шлака, теплообмен происходит между основным теплоносителем — жидким перегретым шлаком и основным теплопотребителем — плавящейся шихтой. В теплообмене косвенно участвует кладка печи на уровне ванны. Газовая фаза электропечей в теплообменных процессах практически не участвует. Основное тепловыделение в этих печах происходит в шлаке в районах, прилежащих к электродам. Отсюда тепло разносится по всей ванне и передается загруженной шихте конвекционными потоками перегретого шлака, закономерности движения которого были описаны ранее (см. рис. 58 и 59).

Отсюда следует, что распределение температуры в ванне рудоплавильных электропечей должно быть неравномерное и максимальной температурой должны характеризоваться участки ванны, прилежащие к электродам. Измерение температуры в ванне заводских электропечей показывает, что наибольшая неравномерность распределения температуры наблюдается по глубине ванны, где перепад температур достигает 200—400° С (верхние слои шлака нагреты до 1500—1700° С, а нижние, особенно в подэлектродном слое, имеют температуру 1250—1400° С).

В горизонтальных сечениях ванны вследствие энергичного конвекционного движения шлака и процесса плавления плавающей шихты температура значительно выравнивается и перепад температуры не превышает 100—150° С, причем средняя температура шлака определяется температурой плавления шихты.

Неравномерность теплового поля в плане и особенно по вертикали и низкая температура в нижних слоях ванны электропечей,

работающих на толстом слое шлака, являются их характерными особенностями, ограничивающими возможности этих печей по перегреву слоя штейна или сплава, располагающихся в самом низу ванны. Эта особенность может вызвать даже образование подовых настывлей в электропечах и затруднения с выпуском из печей штейнов или сплавов с повышенной температурой плавления. Температура штейна и сплавов, длительное время находящихся на поду печи, падает, так как при нормальной работе печей нижние слои ванны не получают заметного притока тепла. Разогреть слой штейна или сплава можно только при уменьшении загрузки твердой шихты и значительном перегреве верхних слоев шлака, что может быть особенно эффективным при ограниченной толщине слоя шлака.

Неравномерность теплового поля электропечей определяет также крайнюю неравноценность в тепловом отношении отдельных участков ванны. По этой причине скорость плавления шихты по мере удаления места ее загрузки от электродов значительно падает.

Исследованиями процесса теплообмена и конвекции шлаковой ванны был выяснен механизм процесса плавления шихты в электропечах. Как было установлено, шихта в печах плавится, растворяясь в потоках движущегося жидкого шлака. Наиболее активно шихта плавится в слое ванны, измеряемом глубиной погружения электродов, из-за наиболее активной конвекции шлака в этом слое. Математическое описание конвективного теплообмена в электрических рудоплавильных печах еще не сделано, и этот процесс пока еще расчету не поддается.

В дуговых плавильных печах большое значение имеет процесс теплообмена между горячей дугой и перерабатываемыми в печи материалами. Однако теория теплообмена в рабочем пространстве дуговых печей находится еще в начальной стадии своего развития и требует дальнейшей углубленной работы. Одной из первых попыток создания методики расчета дуговых печей на основе теплообменных процессов являются работы автора. В этих работах горячая электрическая дуга была рассмотрена как источник теплового излучения цилиндрической формы с температурой поверхности около 3000°C и степенью черноты $\epsilon = 1$. Диаметр излучающего цилиндра принят равным диаметру электрода, а высота цилиндра в миллиметрах приравнена напряжению на дуге в вольтах. На основе анализа теплообменных процессов были выведены формулы (132) и (133) для определения допустимой плотности тока на электродах Δ , a/cm^2 , и количества тепла, передаваемого от всех дуг к шихте $Q_{\text{дуг}}$, тыс. kcal/ч :

$$\Delta = \frac{2,65}{a}; \quad (132)$$

$$Q_{\text{дуг}} = 1,97 \cdot 10^{-5} p \frac{d^2 U_{\text{д}} + 0,002 d U_{\text{д}}^2}{m d + 0,002 U_{\text{д}} + 0,25 \frac{d}{m} + 0,0005 \frac{U_{\text{д}}}{m}} \times \\ \times \left[\left(\frac{T_{\text{д}}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{\text{ш}}}{100} \right)^4 \right]. \quad (133)$$

В этих формулах

- d — диаметр электродов, m ;
 p — число электродов;
 $U_{\text{д}}$ — напряжение на дуге, v ;
 $m = \frac{D}{d}$ — отношение эффективного диаметра плавильной зоны к диаметру электрода;
 $T_{\text{д}}$ и $T_{\text{ш}}$ — абсолютные температуры дуги и поверхности плавящейся шихты, $^{\circ}\text{K}$.

На основании формул (132—133) был предложен приближенный метод расчета размеров электродов и печного пространства дуговых печей. Кроме того, анализом формул было показано, что для усовершенствования и интенсификации работы дуговых печей должны проводиться следующие основные мероприятия: 1) увеличение числа и диаметра электродов; 2) повышение напряжения дуги; 3) уменьшение величины m путем приближения загрузки к электродам в пределах $m = 1 \div 4$; 4) улучшение подготовки шихты для снижения температуры ее плавления и теплопотребления. Рациональность этих мероприятий была подтверждена в дальнейшем практикой работы заводских электропечей в СССР и за границей.

Н. В. Окорочков, анализируя теплообмен в рабочем пространстве дуговых печей, рассматривает дугу как точечный источник излучения и на основе этого определяет распределение излучаемой мощности по отдельным воспринимающим ее рабочим поверхностям печей.

Размеры рабочего пространства дуговых печей Н. В. Окорочков рекомендует определять с учетом теплообменных процессов и условий тепловой устойчивости кладки, определяемых равенством прихода тепла от излучения дуги и отдачи тепла кладкой при определенной максимально допустимой ее температуре.

Номенклатура печей цветной металлургии далеко не исчерпывается теми разновидностями печей, для которых выше были разобраны некоторые закономерности теплообменных процессов. К сожалению, для многих печей цветной металлургии специфика и особенности протекания теплообменных процессов почти совершенно еще не изучены.

Исследование и математическое описание теплообменных процессов в этих печах — неотложная задача науки.

8. Тепловой баланс печей

Тепловым балансом печи называется развернутое по отдельным статьям сопоставление прихода и расхода тепла. По закону сохранения энергии сумма всех статей прихода тепла для любой печи обязательно должна равняться сумме всех статей расхода, что выражается уравнением теплового баланса:

$$\sum Q_{\text{прих}} = \sum Q_{\text{расх}}$$

Тепловой баланс печи бывает расчетный, или проектный, и фактический. Расчетный, или проектный, баланс составляют для вновь проектируемой печи на основании тепловых расчетов. Фактический баланс снимают с действующих заводских печей, проводя обстоятельное исследование тепловой работы печи и многочисленные измерения. Тепловой баланс составляют за определенный отрезок времени работы печи — за час, сутки, одну плавку, за время переработки 100 кг сырья и т. п. Весьма удобно составлять тепловой баланс за время переработки 100 кг исходного сырья, так как при этом все исходные данные о количестве материалов и продуктов, проходящих через печь, могут быть взяты в готовом виде из материального баланса печи. Материальный баланс печи является развернутым сопоставлением прихода и расхода количества всех материалов и продуктов печи. Чаще всего материальные балансы печей составляют на 100 кг основного исходного сырья (руды, концентрата, металла), и поэтому при составлении теплового баланса за время, необходимое для переработки 100 кг сырья, получается полная координация и использование данных материального и теплового балансов. Время переработки 100 кг основного сырья τ , ч, рассчитывают по формуле

$$\tau = \frac{24 \cdot 0,1}{A} = \frac{2,4}{A}, \quad (134)$$

где A — количество основного сырья, переработанное в печи в течение суток, t .

Тепловой баланс имеет решающее значение для анализа и оценки тепловой работы печей. С помощью тепловых балансов оценивают правильность и прогрессивность проектов новых печей, проводят анализ и оценку тепловой работы действующих заводских печей. Тепловые балансы позволяют выявить пути улучшения тепловой работы вновь проектируемых и действующих печей и найти методы снижения расхода топлива и электроэнергии и повышения экономичности работы печей. При проектировании печей на основании теплового баланса определяют расход топлива или электроэнергии, а также полезное теплотребление шихты (количество тепла, необходимое для завершения всех физико-химических превращений шихты).

Основные статьи теплового баланса определяют следующим образом.

Приход тепла

1. Тепло от горения топлива Q_1 , ккал, определяют по низшей¹ теплотворной способности рабочего топлива Q_n^p , ккал/кг, и расходу топлива за время баланса x , кг, по уравнению

$$Q_1 = Q_n^p x.$$

Для электрических печей Q_1 определяют по тепловому эквиваленту электроэнергии $\mathcal{E} = 860$ ккал/(квт·ч) и расходу электроэнергии за время баланса y , квт·ч, по уравнению

$$Q_1 = \mathcal{E} y.$$

2. Физическое тепло топлива Q_2 , ккал, находят по средней теплоемкости топлива c_r , ккал/(кг·°С), температуре топлива, с которой оно поступает в печь, t_r , °С, и расходу топлива x , кг:

$$Q_2 = c_r t_r x.$$

3. Физическое тепло воздуха Q_3 , ккал, рассчитывают по удельному расходу воздуха на 1 кг топлива V_v^* , м³/кг, средней теплоемкости воздуха c_v , ккал/(м³·°С), температуре воздуха, при которой он поступает в печь, t_v , °С, и расходу топлива x , кг:

$$Q_3 = V_v x c_v t_v.$$

4. Физическое тепло перерабатываемой шихты Q_4 , ккал, находят по массе составляющих шихты $P_{ш}^i$, $P_{ш}^{ii}$, $P_{ш}^{iii}$ и т. д., кг, средним теплоемкостям этих составляющих $c_{ш}^i$, $c_{ш}^{ii}$, $c_{ш}^{iii}$ и т. д., ккал/(кг·°С), и температурам $t_{ш}^i$, $t_{ш}^{ii}$, $t_{ш}^{iii}$ и т. д., °С, при которых они загружаются в печь:

$$Q_4 = \sum P_{ш} c_{ш} t_{ш}.$$

5. Тепло экзотермических процессов Q_5 ккал, определяют по тепловым эффектам соответствующих химических реакций (см. гл. 4), пересчитанным на массу веществ, фактически взаимодействующих в печи за время баланса $Q_{экз}^i$, $Q_{экз}^{ii}$, $Q_{экз}^{iii}$ и т. д., ккал:

$$Q_5 = \sum Q_{экз}.$$

Общий приход тепла в печи определяется следующим выражением:

$$Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 = Q_n^p x + c_r t_r x + V_v x c_v t_v + \\ + \sum P_{ш} c_{ш} t_{ш} + \sum Q_{экз}.$$

¹ Низшей теплотворной способностью топлива называется количество тепла, ккал, выделяемое при сжигании 1 кг данного топлива при условии получения H₂O в виде пара.

* Здесь и ниже все объемы газовых составляющих теплового баланса выражаются в м³, приведенных к нормальным условиям, т. е. температуре 0°С и давлению 760 мм рт. ст.

Расход тепла

1. Тепло в основных продуктах Q_1' , ккал, определяют по массам получающихся продуктов $P_{\text{пр}}'$, $P_{\text{пр}}''$, $P_{\text{пр}}'''$ и т. д., кг, по средним теплоемкостям этих продуктов $c_{\text{пр}}'$, $c_{\text{пр}}''$, $c_{\text{пр}}'''$ и т. д., ккал/(кг·°C), и температурам, при которых продукты выходят из печи, $t_{\text{пр}}'$, $t_{\text{пр}}''$, $t_{\text{пр}}'''$ и т. д., °C:

$$Q_1' = \sum P_{\text{пр}} c_{\text{пр}} t_{\text{пр}}.$$

2. Тепло эндотермических процессов Q_2' , ккал, рассчитывают по тепловым эффектам соответствующих химических реакций $Q_{\text{энд}}'$, $Q_{\text{энд}}''$, $Q_{\text{энд}}'''$ и т. д., ккал, аналогично определению Q_6 :

$$Q_2' = \sum Q_{\text{энд}}.$$

3. Физическое тепло отходящих газов Q_3' , ккал, складывается из тепла, уносимого газами, образовавшимися при горении топлива, и из тепла, уносимого газами, образовавшимися вследствие превращений шихты.

Первое составляющее рассчитывают по удельному объему дымовых газов от топлива $V_{\text{г.т}}$, м³/кг, расходу топлива x , кг, средней теплоемкости¹ газов от топлива $c_{\text{г.т}}$, ккал/(м³·°C), и температуре, при которой газы выходят из печи, $t_{\text{г.т}}$, °C.

Второе составляющее находят по общему объему газов из шихты $V_{\text{г.ш}}$, м³, средней теплоемкости этих газов $c_{\text{г.ш}}$, ккал/(м³·°C), и температуре $t_{\text{г.ш}}$, °C:

$$Q_3' = V_{\text{г.т}} x c_{\text{г.т}} t_{\text{г.т}} + V_{\text{г.ш}} c_{\text{г.ш}} t_{\text{г.ш}}.$$

4. Потери тепла от неполноты горения топлива Q_4' , ккал, рассчитывают по теплотворной способности топлива $Q_{\text{н}}^{\text{P}}$, ккал/кг, расходу топлива x , кг, и коэффициенту неполноты горения топлива k , учитывающему механический унос топлива и химическую неполноту горения:

$$Q_4' = Q_{\text{н}}^{\text{P}} x k.$$

5. Потери тепла во внешнюю среду Q_5' , ккал, рассчитывают по формулам теплопередачи, они складываются из потерь тепла стенками, подом и сводом $Q_{\text{кл}}$, ккал, и потерь тепла через отверстия и неплотности в кладке $Q_{\text{отв}}$, ккал:

$$Q_5' = Q_{\text{кл}} + Q_{\text{отв}}.$$

6. Потери тепла с охлаждающей водой (или воздухом) Q_6' , ккал, находят по массе воды (или воздуха) $P_{\text{воды}}$, кг, теплоемкости

¹ Средние теплоемкости газов от топлива $c_{\text{г.т}}$ и от шихты $c_{\text{г.ш}}$ находятся как средневзвешенные величины по количествам и теплоемкостям их составляющих: CO₂, SO₂, N₂ и т. д.

воды $c_{\text{воды}}$, $\text{ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C})$, и разности температуры входящей и выходящей из печных деталей воды (воздуха) $(t_1 - t_2)$, $^\circ\text{C}$:

$$Q_6' = P_{\text{воды}} c_{\text{воды}} (t_1 - t_2).$$

7. Тепло на нагрев кладки Q_7' , ккал , рассчитывают по массе кладки $P_{\text{кл}}$, кг , средней теплоемкости кладки $c_{\text{кл}}$, $\text{ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C})$, и разности температуры кладки к началу и к концу баланса $(t_1' - t_2')$, $^\circ\text{C}$:

$$Q_7' = P_{\text{кл}} c_{\text{кл}} (t_1' - t_2').$$

Общий расход тепла в печи определяется следующим выражением:

$$Q_1' + Q_2' + Q_3' + Q_4' + Q_5' + Q_6' + Q_7' = \sum P_{\text{пр}} c_{\text{пр}} t_{\text{пр}} + \sum Q_{\text{энд}} + \\ + V_{\text{г. т}} x c_{\text{г. т}} t_{\text{г. т}} + V_{\text{г. ш}} c_{\text{г. ш}} t_{\text{г. ш}} + Q_{\text{пхк}} + Q_{\text{кл}} + Q_{\text{отв}} + \\ + P_{\text{воды}} c_{\text{воды}} (t_1 - t_2) + P_{\text{кл}} c_{\text{кл}} (t_1' - t_2').$$

Так как приход тепла должен точно соответствовать расходу тепла, то, приравнявая эти величины, получим уравнение теплового баланса печи в общем виде:

$$Q_{\text{пх}} + c_{\text{тх}} t_{\text{х}} + V_{\text{тх}} c_{\text{тх}} t_{\text{тх}} + \sum P_{\text{ш}} c_{\text{ш}} t_{\text{ш}} + \sum Q_{\text{экз}} = \\ = \sum P_{\text{пр}} c_{\text{пр}} t_{\text{пр}} + \sum Q_{\text{энд}} + V_{\text{г. т}} x c_{\text{г. т}} t_{\text{г. т}} + V_{\text{г. ш}} c_{\text{г. ш}} t_{\text{г. ш}} + \\ + Q_{\text{пхк}} + Q_{\text{кл}} + Q_{\text{отв}} + P_{\text{воды}} c_{\text{воды}} (t_1 - t_2) + P_{\text{кл}} c_{\text{кл}} (t_1' - t_2'). \quad (135)$$

После расчета всех статей теплового баланса результаты расчета заносят в форму теплового баланса, приведенную в табл. 13, в которой обязательно заполняют все графы. При составлении тепловых балансов печей допускается следующая невязка прихода и расхода: в фактическом снятом с заводской печи балансе допускается невязка прихода и расхода не более $\pm 10\%$; для расчетного (проектного) баланса невязка не допускается. Для характеристики значения отдельных статей в тепловых балансах различных печей цветной металлургии приводим данные по тепловым балансам заводских печей (табл. 14).

Рассмотрение данных тепловых балансов важнейших заводских печей цветной металлургии показывает, что наибольшее значение имеет приход тепла от топлива или от электроэнергии в отражательных и электрических печах. Среднее положение в этом отношении занимают шахтные печи, в которых эта статья прихода тепла может снижаться до 15% (пиритная плавка). Наименьшее значение имеет приход тепла от топлива в обжиговых печах, где основное количество тепла поступает от экзотермических реакций (окисление железа и серы). По распределению расхода тепла наилучшие показатели имеют электрические и шахтные печи, в которых полезный расход тепла, слагающийся из статей 1 и 2 (тепло в продуктах и тепло эндотермических процес-

Форма теплового баланса металлургических печей

Приход тепла				Расход тепла			
№ статьи	статьи прихода	ккал	%	№ статьи	статьи расхода	ккал	%
1	Тепло от горения топлива (или от электроэнергии)	Q_1		1	Тепло в основных продуктах	Q_1'	
2	Физическое тепло топлива	Q_2		2	Тепло эндотермических процессов	Q_2'	
3	Физическое тепло воздуха	Q_3		3	Физическое тепло отходящих газов	Q_3'	
4	Физическое тепло шихты	Q_4		4	Потери тепла от неполноты горения топлива	Q_4'	
5	Тепло экзотермических процессов	Q_5		5	Потери тепла во внешнюю среду	Q_5'	
				6	Потери тепла с охлаждающей водой или воздухом	Q_6'	
	Итого приход		100	7	Тепло на нагрев кладки	Q_7'	
					Итого расход		100

сов), имеет наибольшее значение, достигающее 50—70%. Наименьшее значение имеет полезный расход тепла в отражательных печах вследствие весьма значительного уноса тепла отходящими газами (до 50—60%) и потерь тепла (до 20%). Потери тепла во внешнюю среду и с охлаждающими водой и воздухом для большинства печей составляют 10—25%.

Эффективность тепловой работы печей принято оценивать термическим коэффициентом полезного действия $\eta_{\text{терм}}$. Для металлургических печей цветной металлургии значение $\eta_{\text{терм}}$ наиболее правильно определять по формуле

$$\eta_{\text{терм}} = \frac{Q_{\text{полезн}}}{Q_{\text{прих}}} \cdot 100, \quad (136)$$

где

$$Q_{\text{полезн}} = Q_1' + Q_2',$$

$$Q_{\text{прих}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5.$$

Тепловые балансы печей цветной металлургии

Приход тепла, %

№ статьи	статьи прихода	обжиговые печи для сульфидных материалов	отражательные печи	электропечи для плавки руд	шахтные печи	конвертеры
1	Тепло от горения топлива или от электроэнергии	0—30	75—90	75—95	15—90	—
2	Физическое тепло топлива	—	—	—	—	—
3	Физическое тепло воздуха	0—10	0—5	—	10—0	1—2
4	Физическое тепло шихты	—	20—5	20—2	—	9—18
5	Тепло экзотермических процессов	100—60	5—0	5—3	75—10	90—80
	Итого приход	100	100	100	100	100

Расход тепла, %

№ статьи	статьи расхода	обжиговые печи для сульфидных материалов	отражательные печи	электропечи для плавки руд	шахтные печи	конвертеры
1	Тепло в основных продуктах (штейн, металл, шлак, огарок, и т. п.)	15—30	25—35	60—70	45—25	50—15
2	Тепло эндотермических процессов	20—10	5—0	10—0	30—5	5—10
3	Физическое тепло отходящих газов	35—45	60—45	20—10	15—40	35—50
4—7	Потери тепла от неполноты горения, во внешнюю среду и с охлаждающей водой или воздухом, а также на нагрев кладки	30—15	10—20	10—20	10—30	10—25
	Итого расход	100	100	100	100	100

Термический к. п. д. имеет следующую среднюю величину для важнейших печей цветной металлургии, %:

Электрические печи	70	Обжиговые печи	30
Шахтные печи	50	Отражательные печи	25
Конвертеры	40		

При проектировании новых и эксплуатации действующих печей всегда стремятся повысить значение термического к. п. д. печей.

Повысить термический к. п. д. печей можно снижением бесполезных (потерянных) расходов тепла и увеличением за этот счет доли полезного расхода тепла. Все основные мероприятия по повышению термического к. п. д. печей предусматривают снижение или частичное возвращение в печь тепла, уносимого с отходящими газами, и тепла, теряемого во внешнюю среду. Наиболее эффективны из этих мероприятий следующие:

1) подогрев воздуха, поступающего в печь за счет тепла отходящих газов в специальных воздухонагревателях (рекуператорах и регенераторах);

2) частичный оборот отходящих газов в печи (рециркуляция газов);

3) подогрев шихты для печей теплом отходящих газов;

4) получение пара или горячей воды в котлах-утилизаторах, работающих на отходящих газах;

5) обогащение кислородом воздуха, поступающего в печи;

6) увеличение размеров, мощности и производительности печей;

7) тепловая изоляция печей;

8) герметизация печей и тщательное закрытие всех отверстий.

9. Приложение теории теплопередачи к расчетам и конструированию печей

Учение о теплообмене, основы которого были кратко изложены выше, дает возможность решать следующие наиболее важные вопросы печной техники.

Определение производительности печей

Для металлургических печей, в которых перерабатываемая шихта не имеет собственных значительных экзотермических тепловыделений, а тепло от источника тепловыделения к шихте передается только теплообменом, производительность печей является прямой функцией от интенсивности теплообменных процессов, что выражается формулой

$$a = \frac{q_{\text{печи}}}{q_{\text{шихты}}}, \quad (137)$$

где a — удельная производительность печи по переработываемой шихте, $t/(m^2 \cdot \text{сутки})$ или $t/(m^3 \cdot \text{сутки})$;
 $q_{\text{шихты}}$ — теплопотребление шихты, $M\text{кал}/t$;
 $q_{\text{печи}}$ — удельное полезное количество тепла, подаваемое в печи к шихте, $M\text{кал}/(m^2 \cdot \text{сутки})$ или $M\text{кал}/(m^3 \cdot \text{сутки})$.

Общая суточная производительность печей по количеству перерабатываемого исходного материала A , $t/\text{сутки}$, может быть рассчитана по формулам

$$A = aF_m \quad (138)$$

и

$$A = aV_p \quad (139)$$

где F_m — эффективная поверхность материала, воспринимающая тепло, m^2 ;

V_p — рабочий объем печи, m^3 .

Формулы (137—139) представляют собой частный случай основного уравнения теплообменного процесса (4) и получены его преобразованием.

При расчете удельной и общей производительности печей по формулам (137—139) необходимо знать величины $q_{\text{шихты}}$, $q_{\text{печи}}$, F_m или V_p . Методика нахождения $q_{\text{шихты}}$ уже освещалась ранее в гл. 4.

Величина $q_{\text{печи}}$ для печей, в которых производительность определяется процессом теплопередачи, должна находиться анализом и расчетом теплообменных процессов, протекающих в рабочем пространстве. Для действующих печей $q_{\text{печи}}$ можно найти экспериментально с помощью тепломеров. При расчетах следует учитывать, что часть тепла, полученного материалом, может быть в некоторых печах не использована вследствие потерь во внешнюю среду элементами кладки, непосредственно соприкасающимися с материалом. Поэтому $q_{\text{печи}}$ обычно на 10—15% меньше суммарного количества тепла, переданного материалу теплоотдачей. Формула (137) показывает, что удельная производительность печей может быть увеличена или интенсификацией процесса теплообмена, обеспечивающей увеличение значения $q_{\text{печи}}$, или улучшением качества подготовки шихты, в результате чего снижается значение $q_{\text{шихты}}$.

На основании формул (137—139) и соответствующих уравнений теплообмена, приведенных на стр. 224, могут быть написаны формулы для расчета производительности некоторых типовых печей цветной металлургии.

Для правильных отражательных печей, перерабатывающих медные, никелевые и оловянные концентраты, а также для печей для рафинирования меди справедлива формула

$$A = \frac{0,95C_{\text{ГКМ}} \left[\left(\frac{T_{\text{Г}}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{\text{М}}}{100} \right)^4 \right] (F_{\text{Ш}} + F_{\text{В}}) \tau}{q_{\text{шихты}}} \quad t/\text{сутки}, \quad (140)$$

где τ — время работы печи в течение суток, ч. Для печей медного и никелевого производства $\tau = 22 \div 23$ ч в сутки; для оловоплавильных и печей для рафинирования меди τ значительно меньше (берут только время чистого плавления материала).

Для барабанных вращающихся печей глиноземного производства справедлива формула

$$A = \frac{1,1c_{\text{ГКМ}} \left[\left(\frac{T_{\text{Г}}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{\text{М}}}{100} \right)^4 \right] F_{\text{М}\tau} + c_{\text{ГП}} \left[\left(\frac{T_{\text{К}}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{\text{М}}}{100} \right)^4 \right] F'_{\text{М}\tau}}{q_{\text{шхтм}} \tau / \text{сутки}} \quad (141)$$

Для нагревательных печей, нагревающих слитки и различные металлоизделия, в отличие от плавильных печей внешний теплообмен может лимитироваться внутренним теплообменом, происходящим внутри слитков и изделий, если эти изделия относятся к массивным. При слишком интенсивном внешнем теплообмене между газами, кладкой и поверхностью металла в слитках могут возникнуть температурные напряжения, обусловленные недопустимо большой разностью температуры между поверхностью слитка и его серединой, что может повести к нарушениям строения и прочности нагреваемых материалов. По этой причине скорость нагрева слитков и металлоизделий должна иметь некоторые ограничения, лимитирующие интенсивность внешнего теплообмена. Вследствие этого производительность нагревательных печей нельзя рассчитывать подобно другим металлургическим печам только по внешнему теплообмену, а обязательно следует определять из параллельного решения задачи по внешнему и внутреннему теплообмену. Внешний теплообмен в нагревательных печах рассчитывают по тем же формулам, что и для других типов печей. Внутренний теплообмен в слитках и изделиях рассчитывают по методике и формулам, приведенным на стр. 179. При выборе допустимой максимальной температуры поверхности и перепада температуры по сечению нагреваемых изделий исходят из данных передовой заводской практики, учитывающей опыт скоростного нагрева различных металлов и изделий. Практика работы нагревательных печей позволила выработать ряд эмпирических формул для определения скорости нагрева различных металлов и изделий.

Наибольшую скорость нагрева допускают тонкие изделия, к числу которых может быть отнесено большинство изделий из цветных металлов и сплавов.

Регулирование процесса теплопередачи в печах

При проектировании и эксплуатации металлургических печей необходимо создавать все условия для интенсификации полезных (рабочих) процессов теплопередачи, в результате которых совер-

шается подача тепла на перерабатываемые материалы. Наоборот, для процессов теплопередачи, которые вредны и обуславливают потери тепла или разрушение деталей печей, следует принимать меры, всемерно тормозящие или изолирующие эти процессы. Пути и средства, с помощью которых могут интенсифицироваться или тормозиться различные теплообменные процессы, целиком вытекают из их основных закономерностей и формул.

Для интенсификации процессов теплопередачи в рабочем пространстве металлургических печей необходимо прежде всего установить, какой из способов теплоотдачи имеет в данной печи главное, решающее значение.

Для высокотемпературных пламенных печей основной способ теплоотдачи — излучение, которое может быть усилено повышением степени черноты и температуры печных газов, увеличением воспринимающей тепло поверхности материала и снижением конечной температуры нагрева поверхности материала. Степень черноты газов увеличивается при повышении содержания в них CO_2 , H_2O , SO_2 и особенно твердых взвешенных частиц сажи и углерода. Температура печных газов может быть повышена улучшением качества сжигаемого топлива и соответствующей организацией и интенсификацией процесса его горения: с малым избытком воздуха, подогретым воздухом или с воздухом, обогащенным кислородом, что подробно освещено в гл. 8. Поверхность материала, воспринимающая тепло, возрастает при уменьшении размера его кусков и применении систем загрузки материала, увеличивающих открытую его поверхность. Особенно значительно растет эффективная поверхность материала при переходе на его переработку во взвешенном состоянии или в кипящем слое. Снижение температуры поверхности, воспринимающей тепло, возможно в плавильных печах при соответствующей подфлюсовке материалов, обеспечивающей получение более легкоплавких шлаков и сплавов.

В низкотемпературных пламенных печах, шахтных печах и печах для переработки материалов во взвешенном состоянии и кипящем слое значительную роль играет теплоотдача конвекцией, которая заметно интенсифицируется при усилении перемешивания и контактирования газов и материала, увеличении скорости движения газов, росте поверхности соприкосновения. Усиленное перемешивание газов и хорошее контактирование их с нагреваемыми материалами достигается при большой турбулентности газовых потоков, частых переменах в направлении их движения, прохождении газов сквозь слой материалов и т. п. Увеличение скорости движения газов достигается уменьшением площади сечения газового пространства печей при усилении мощности дутьевых и тяговых устройств. Поверхность материала может быть увеличена теми же средствами, что и для передачи тепла излучением.

В муфельных и ретортных печах, где весьма большое значение имеет передача тепла через стенку муфеля в результате теплопроводности, ее можно интенсифицировать, уменьшая толщину стенки, увеличивая коэффициент теплопроводности материала стенки и поверхность стенки. Все эти мероприятия относятся к разряду конструктивных, реализуемых при проектировании новых печей или реконструкции действующих.

В муфельных и ретортных печах и различных теплообменных устройствах (воздухоподогревателях и котлах) теплопередача осуществляется сложным ступенчатым путем, описываемым формулами для теплопередачи от газа к газу через стенку (117 и 118). Основное средство для интенсификации этого сложного трехступенчатого процесса теплопередачи — увеличение коэффициента теплопередачи K , который имеет следующее выражение:

$$K = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_1} + \frac{1}{\frac{\lambda}{\delta}} + \frac{1}{\alpha_2}}.$$

Математический анализ этой формулы показывает, что значение K определяется наименьшим по величине из трех составляющих:

α_1 , $\frac{\lambda}{\delta}$, α_2 и оно всегда меньше самого малого из них. Пусть,

например, $\alpha_1 = 50$; $\frac{\lambda}{\delta} = 500$; $\alpha_2 = 5000$, тогда $K = 45$, т. е.

меньше, чем самый малый коэффициент теплоотдачи α_1 . Отсюда становится ясным путь, по которому может быть достигнуто увеличение теплопередачи через стенку от газа к газу. Если стенка имеет очень малую величину проводимости тепла $\frac{\lambda}{\delta}$

(сделана из материала с низким коэффициентом теплопроводности λ) и большую толщину δ , то единственным средством для усиления теплопередачи является уменьшение толщины стенки или замена ее на стенку из более теплопроводного материала.

Если стенка имеет высокое значение $\frac{\lambda}{\delta}$ (например, металлическая стенка очень малой толщины), то интенсификация теплопередачи должна осуществляться увеличением меньшей из величин α_1 и α_2 . Если все три составляющие (α_1 , $\frac{\lambda}{\delta}$, α_2) имеют более или менее близкие значения, то интенсификация теплопередачи может осуществляться с одинаковым эффектом при увеличении любой из этих трех величин. Большое значение для усиления теплопередачи через стенку имеет поверхность теплообмена, которую рекомендуется всемерно развивать. Все изложенное по регулированию сложного теплообмена через стенку применимо также к случаю теплообмена между расплавами и наружной средой для ванн металлургических печей. Регулируя

процесс теплообмена жидких ванн через кладку с внешней средой, можно добиваться образования защитных настывлей (гарниссажей) на кладке, охлаждать расплавы в ванне или, наоборот, сохранять их температуру на необходимом уровне. Тепловое состояние ванны и кладки поддается техническому расчету с использованием эмпирических формул для теплоотдачи расплавленных металлов при движении их около стенок или в трубах или каналах [см. формулы (94 и 95)].

Для уменьшения теплопередачи, что особенно важно для ограничения потерь тепла печами во внешнюю среду, а также для защиты отдельных элементов кладки и оборудования печей применяют тепловую изоляцию. Для уменьшения теплового излучения наиболее эффективное средство — тепловые экраны. Это заслонки и крышки на окнах и отверстиях печей, щиты, занавески, а также специальная одежда персонала. Для уменьшения теплоотдачи конвекцией надо всемерно снижать соприкосновение греющих газов или жидкости с защищаемыми от тепла поверхностями и уменьшать скорость их движения. Для уменьшения теплопроводности в конструкцию печей вводят теплоизолирующие слои из плохо проводящих тепло материалов с малым значением коэффициента теплопроводности.

Расчет потерь тепла печами во внешнюю среду

Потери тепла печами во внешнюю среду происходят через кладку, подину и открытые отверстия.

Потери тепла кладкой (стенами и сводом) можно рассчитывать несколькими методами.

Если известны температуры внутренней и наружной поверхностей кладки, можно вести расчет по формуле теплопроводности для сложной стенки (76):

$$Q = \frac{1}{\sum \frac{\delta}{\lambda}} (t_1 - t_2) F \tau.$$

Если известна температура наружной поверхности стенки t_1 и окружающей печь среды t_2 , можно рассчитать потери тепла по теплоотдаче стенки в окружающую среду излучением и конвекцией по формуле

$$Q = 4 \left[\left(\frac{T_1}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_2}{100} \right)^4 \right] F \tau + K (t_1 - t_2)^{1,25} F \tau, \quad (142)$$

где для свода $K = 2,8$; для вертикальных стенок $K = 2,2$; для подины, омываемой воздухом, $K = 1,4$.

Используя формулы (117 и 118) для теплопередачи через стенку от газа к газу, принимая температуру первого газа равной температуре внутренней поверхности кладки, чем исключается

значение α_1 , и принимая для α_2 , $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{С})$, следующее уравнение: $\alpha_2 = 6,8 + 0,046t_{\text{нар}}$, можно построить график (рис. 97) для определения потерь тепла кладкой печей во внешнюю среду. Откладывая на правой горизонтальной оси графика рис. 97 значение температуры внутренней поверхности кладки, находим точку пересечения ординаты с одной из линий $\sum \frac{\delta}{\lambda}$,

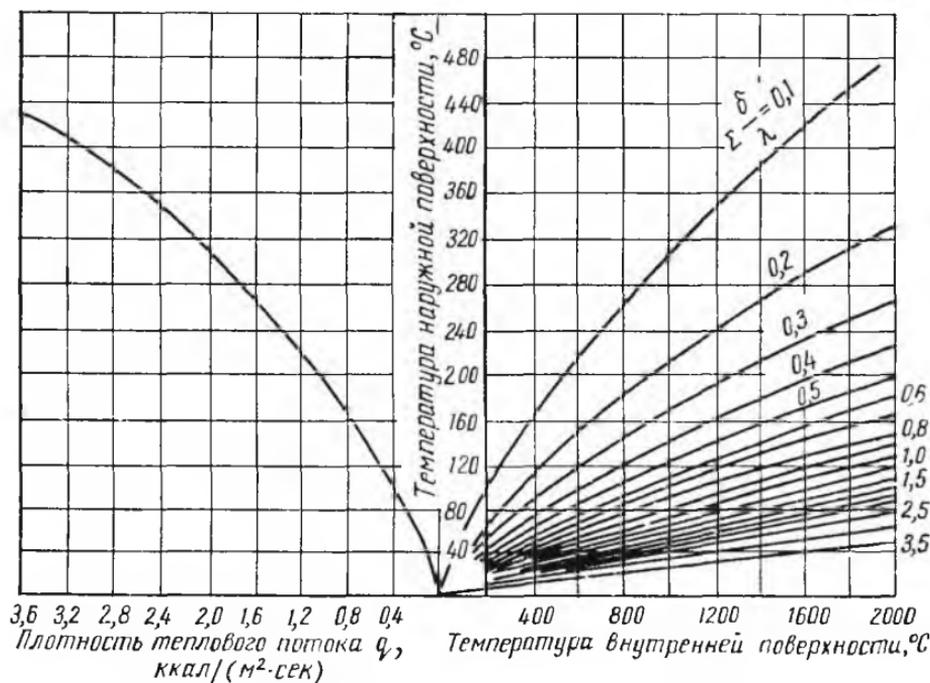


Рис. 97. График для определения потерь тепла через стенки и свод печей

$\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{С}/\text{ккал}$, соответствующих по значению характеристике стенки. По этой точке на вертикальной оси находят температуру наружной поверхности стенки и далее по кривой, расположенной в левой части графика, определяют потери тепла, $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{сек})$. Полученную величину следует умножить на поверхность кладки F , м^2 , и время, в течение которого подсчитываются потери τ , сек.

Потери тепла через под можно рассчитывать по формуле, полученной экспериментально при обследовании заводских печей:

$$Q = KF\tau \text{ ккал}, \quad (143)$$

где K_1 — опытный коэффициент, $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$, отнесенный к рабочей площади пода печи. $K = 2000$ для печей с подиной, не соприкасающейся с воздухом (теплая подина), $K = 5000$ для печей с подиной, омываемой воздухом (холодная подина);

F — площадь пода печи, m^2 ;

τ — время, ч.

Потери тепла через открытые отверстия рассчитывают по формуле, которая получена из общей

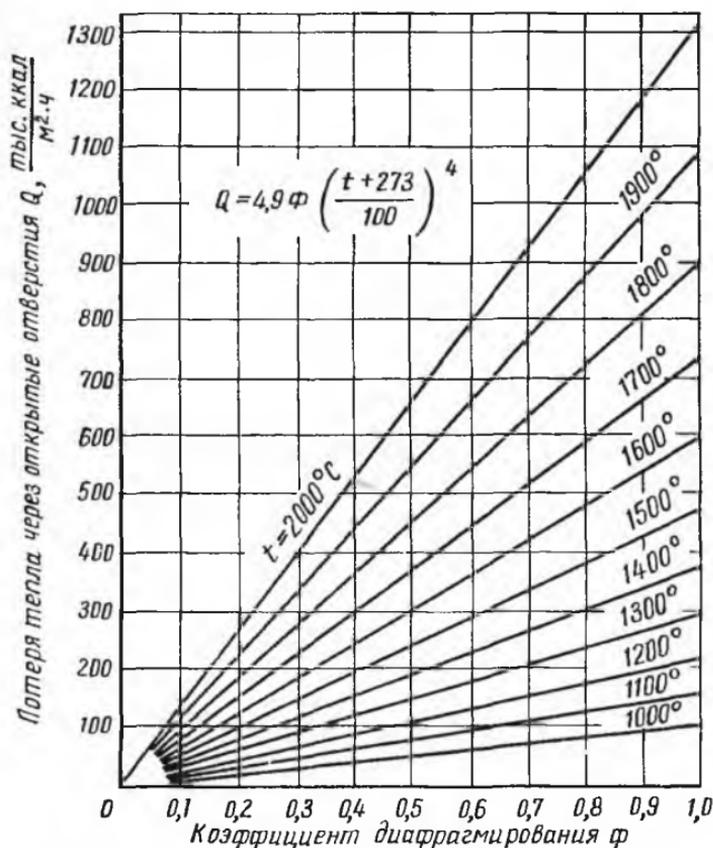


Рис. 98. График для определения потерь тепла через открытые отверстия (t — температура в печи)

формулы излучения (98) при пренебрежении ее вторым членом $\left(\frac{T_2}{100} \right)^4$ вследствие его малого значения:

$$Q = \Phi C_0 \left(\frac{T_1}{100} \right)^4 F_{\text{отв}} \tau \text{ ккал}, \quad (144)$$

где Φ — коэффициент диафрагмирования отверстия. Его значение для окон и больших отверстий в кладке металлургических печей можно принимать $0,7 \div 0,8$; для малых отверстий и щелей $\Phi = 0,2 \div 0,5$;

C_0 — коэффициент лучеиспускания абсолютно черного тела, $C_0 = 4,9 \text{ ккал}/(m^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ K^4)$;

T_1 — температура внутри печи, °К;
 $F_{\text{отв}}$ — площадь открытого отверстия, м²;
 τ — время, ч.

По формуле (144) построен график (рис. 98), с помощью которого можно графически определять потери тепла через отверстия.

Определение расхода топлива или электроэнергии

При составлении проектов новых печей, а также при проверке и анализе работы действующих печей приходится определять расход топлива или электроэнергии, необходимый для обеспечения требуемого теплового режима.

Наиболее правильный метод для решения этой задачи — расчет расхода топлива или электроэнергии путем решения уравнения теплового баланса печи, представленного ранее в виде одного из основных уравнений энергетического процесса (2).

Иногда для определения расхода топлива или электроэнергии для печей пользуются данными заводской практики, но это возможно только в том случае, если проектируемая печь имеет уже своих аналогов среди действующих заводских печей. В ходе последующих расчетов принятые на основании практики расходы топлива или электроэнергии проверяют по сходимости теплового баланса печи. Считается, что если тепловой баланс печи сходится с невязкой прихода и расхода в пределах 0—10% в пользу прихода, то расход топлива или электроэнергии определен правильно. В противном случае необходимо внести изменение в принятые величины расхода топлива или электроэнергии.

Расход топлива и электроэнергии в металлургических печах сильно зависит от их производительности (мощности) и от отношения рабочего времени к общему календарному. Чем больше производительность (мощность) печей, тем меньше относительный расход топлива и электроэнергии на единицу перерабатываемого материала. Чем выше доля рабочего времени печи по отношению к общему календарному, тем также меньше удельный расход топлива и электроэнергии. Ниже приводятся данные по расходу условного топлива и электроэнергии для печей цветной металлургии, % от массы перерабатываемой шихты:

Обжиговые печи	Обычно 0,2—1 (при малосернистых материалах или обжиге намертво до 15—25)
Отражательные печи	10—20 (в малых печах до 30—40)
Шахтные печи	3—10 (при восстановительной плавке до 20—25)
Электрические печи	Эквивалент по топливу 6—12 (или 500—1000 квт·ч/т)
Конвертеры	Без топлива

Расчет устройств для утилизации тепла отходящих газов

Тепло отходящих из печей газов используется в теплообменных устройствах, в которых этим теплом нагревается воздух, подаваемый в печи, или получается пар, идущий на энергетические нужды металлургических заводов. По принципу действия все теплообменные устройства могут быть разделены на рекуперативные, регенеративные и смешительные.

Рекуперативными теплообменниками называются такие устройства, в которых горячий газ и нагреваемые воздух или вода движутся одновременно и тепло передается через разделяющую их стенку. К такому типу устройств относятся рекуперативные воздухоподогреватели (рекуператоры) и паровые котлы.

Регенеративными теплообменниками называются устройства, в которых одна и та же поверхность поочередно омывается то горячими газами, то нагреваемым воздухом. Этот тип теплообменников работает по принципу тепловых аккумуляторов, которые то заряжаются теплом, то отдают его воздуху. Пример таких устройств — регенеративные воздухоподогреватели (регенераторы).

Смесительными теплообменниками называются устройства, в которых теплопередача от горячих газов нагреваемому материалу происходит при непосредственном соприкосновении и смешении. Пример таких устройств — башенные охладители (градирни), башенные реакторы (скрубберы), аппараты для сушки и подгрева шихты и т. п.

Для печей цветной металлургии наибольшее значение имеют рекуператоры и паровые котлы-утилизаторы, на тепловом расчете которых мы и остановимся. Расчет регенераторов как аппаратов, не имеющих практического применения в цветной металлургии, опускается.

Расчет рекуператоров имеет целью определить величину поверхности теплообмена между отходящими газами и воздухом $F_{рек}$, m^2 . Основные расчетные уравнения здесь: уравнение теплопередачи от газа к воздуху через стенку и уравнение теплового баланса, связывающее количество тепла, отдаваемое газами, и количество тепла, получаемое воздухом.

На основании формулы (117) можно написать для количества тепла, передаваемого воздуху от газов, Q_v следующую формулу:

$$Q_v = \Delta t_{cp} K F_{рек} \tau \text{ ккал}, \quad (145)$$

где Δt_{cp} — среднее значение разности температур между газами и воздухом, $^{\circ}C$;

K — коэффициент теплопередачи, определяемый с помощью формулы (118), $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C})$. Для рекуператоров из гладких металлических труб или пластин $K = 10 \div 25$; для игольчатых рекуператоров $K = 30 \div 80$; для керамических $K = 6 \div 8$;

τ — время теплообмена, ч.

Уравнение теплового баланса для рекуператора может быть представлено формулой

$$Q_{\text{в}} = V_{\text{в}} c_{\text{в}} (t_{\text{в}}'' - t_{\text{в}}') = V_{\text{г}} c_{\text{г}} (t_{\text{г}}' - t_{\text{г}}''), \quad (146)$$

где $V_{\text{в}}$ и $V_{\text{г}}$ — нормальный объем воздуха и газов, проходящих рекуператор, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$c_{\text{в}}$ и $c_{\text{г}}$ — средние теплоемкости газов и воздуха, $\text{ккал}/(\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C})$;

$t_{\text{в}}'$ и $t_{\text{г}}'$ — температуры входящих воздуха и газов, $^\circ\text{C}$;

$t_{\text{в}}''$ и $t_{\text{г}}''$ — температуры выходящих воздуха и газов, $^\circ\text{C}$.

Если использовать для дальнейших рассуждений понятие о водяном числе (водяном эквиваленте) воздуха и газов $W_{\text{в}}$ и $W_{\text{г}}$, $\text{ккал}/(\text{ч} \cdot ^\circ\text{C})$, численная величина которых определяет массу воды, по теплоемкости эквивалентна теплоемкости часового расхода воздуха и газов, т. е.

$$W_{\text{в}} = V_{\text{в}} c_{\text{в}} \quad \text{и} \quad W_{\text{г}} = V_{\text{г}} c_{\text{г}},$$

то уравнение (146) можно написать так:

$$W_{\text{в}} (t_{\text{в}}'' - t_{\text{в}}') = W_{\text{г}} (t_{\text{г}}' - t_{\text{г}}''),$$

откуда
$$\frac{t_{\text{г}}' - t_{\text{г}}''}{t_{\text{в}}'' - t_{\text{в}}'} = \frac{W_{\text{в}}}{W_{\text{г}}}. \quad (147)$$

Уравнение (147) показывает, что изменение температуры газа и воздуха в рекуператоре обратно пропорционально отношению их водяных чисел. Исследование работы рекуперативных теплообменников показывает, что характер изменения температуры воздуха и газов вдоль поверхности нагрева зависит от схемы их движения и соотношения значений их водяных чисел. Возможны три схемы движения воздуха и газов: прямоток, противоток и перекрестный ток. В зависимости от этих схем и соотношения величин $W_{\text{г}}$ и $W_{\text{в}}$ получаются четыре характерные пары кривых изменения $t_{\text{г}}$ и $t_{\text{в}}$ (рис. 99). При прямотоке конечная температура воздуха всегда ниже конечной температуры газов. При противотоке конечная температура воздуха может быть выше конечной температуры газов. Таким образом, при противотоке воздух можно нагреть до более высокой температуры, чем при прямотоке. Разность температур $t_{\text{г}} - t_{\text{в}}$ при прямотоке изменяется более резко, чем при противотоке, но среднее значение

этой разности Δt_{cp} получается всегда большим при противотоке. В результате этого при противотоке то же количество тепла может быть передано при меньшем значении поверхности рекуператора $F_{рек}$, чем при прямотоке. Закономерности изменения температуры, показанные на рис. 99, могут быть применены и к другим случаям теплообмена двух взаимно движущихся сред, например при рассмотрении процесса теплообмена в шахтных

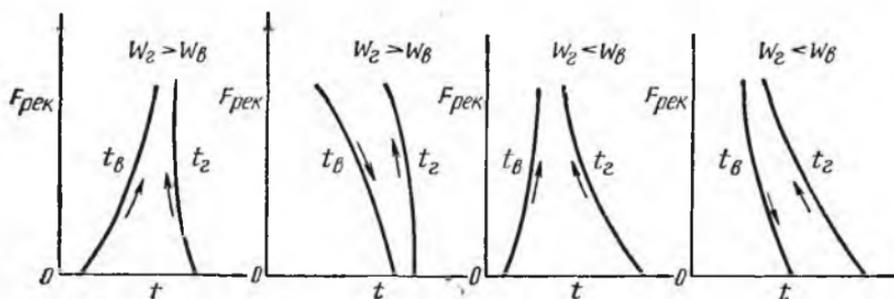


Рис. 99. Изменение температуры газов и воздуха в рекуператорах при прямотоке и противотоке

печах. Чтобы убедиться в этом, достаточно сопоставить рис. 99 с рис. 96.

Среднее значение разности температур газов и воздуха Δt_{cp} для прямоточных рекуператоров может определяться по формуле логарифмического усреднения (114), написанной для данного случая в следующем виде:

$$\Delta t_{cp} = \frac{\Delta t_n - \Delta t_k}{2,3 \lg \frac{\Delta t_n}{\Delta t_k}}, \quad (148)$$

где Δt_n — разность температур газов и воздуха при входе газов в рекуператор, °С;

Δt_k — разность температур газов и воздуха при выходе газов из рекуператора, °С.

Если $\frac{\Delta t_k}{\Delta t_n} > 0,5$, а также при перекрестном токе газа и воздуха, Δt_{cp} определяется по формуле арифметического усреднения:

$$\Delta t_{cp} = \frac{\Delta t_n + \Delta t_k}{2}. \quad (149)$$

Используя все приведенные выше данные, расчет рекуператоров проводят в следующем порядке. В первую очередь по заданным $t'_г$, $t'_в$ и $t''_в$ находят $t''_г$ по формуле (146). Далее по формулам (148) или (149) определяют среднюю разность температур Δt_{cp} . Значение коэффициента теплопередачи K находят по формуле (118) или принимают по практическим данным о работе рекуператоров.

Наконец, по формуле (145) определяют потребную поверхность рекуператора $F_{рек}$, по которой подбирают число труб или пластин и их размеры. Рекомендуется также проверять максимальную температуру стенок t_c рекуператора по формуле (150), которая легко получается путем следующих рассуждений.

При стационарном тепловом режиме работы рекуператора для любого его участка можно написать следующее выражение для количества переданного тепла q , $ккал/(м^2 \cdot ч)$:

$$q = K(t_r - t_b)\tau = \alpha'_\Sigma(t_r - t_c)\tau = \alpha''_\Sigma(t_c - t_b)\tau.$$

Решая это уравнение относительно t_c , получим формулу для определения t_c :

$$t_c = \frac{t_r \frac{\alpha'_\Sigma}{\alpha''_\Sigma} + t_b}{1 + \frac{\alpha'_\Sigma}{\alpha''_\Sigma}}, \quad (150)$$

где α'_Σ и α''_Σ — суммарные коэффициенты теплоотдачи от газа стенке и от стенки воздуху, $ккал/(м^2 \cdot ч \cdot ^\circ C)$.

Расчет котлов-утилизаторов имеет целью определить испарительную поверхность нагрева котла F_k , $м^2$, и паропроизводительность котла D , $кг/ч$. Паропроизводительность котла-утилизатора определяют по формуле, полученной на основании уравнения теплового баланса котла, которое можно написать в следующем виде:

$$(Q_{вх} - Q_{вых})\eta_k = D(i_{пв} - i_{пг}) = Q_{пар},$$

где $Q_{вх}$ и $Q_{вых}$ — количество тепла, содержащееся в газах, входящих и выходящих из котла, $ккал/ч$;

η_k — к. п. д. котла, равный 0,85—0,90;

$i_{пг}$ и $i_{пв}$ — теплосодержание пара и питательной воды, $ккал/кг$;

$Q_{пар}$ — тепло, воспринятое всеми поверхностями нагрева котла, $ккал/ч$, оно складывается из тепла, воспринятого испарительной поверхностью $Q_{исп}$, пароперегревателем $Q_{пп}$ и экономайзером $Q_{эк}$, т. е.

$$Q_{пар} = Q_{исп} + Q_{пп} + Q_{эк}.$$

Решая уравнение теплового баланса относительно D , получим формулу

$$D = \frac{0,9(Q_{вх} - Q_{вых})}{i_{пг} - i_{пв}}. \quad (151)$$

Испарительную поверхность котла F_k рассчитывают по формуле, аналогичной формуле (145) для расчета поверхности рекуператоров:

$$F_k = \frac{Q_{\text{исп}}}{K \Delta t_{\text{ср}} \tau}, \quad (152)$$

где K — коэффициент теплопередачи от газов к рабочему веществу, находится по формуле (118), $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{С})$. Для котлов-утилизаторов величина $K = 20 \div 40$; для пароперегревателей $K = 15 \div 20$; для экономайзеров $K = 10 \div 12$;

$\Delta t_{\text{ср}}$ — средняя логарифмическая разность температур между газами и рабочим веществом, находится по формуле (148);

τ — время теплообмена, ч.

Если котел-утилизатор не имеет пароперегревателя и экономайзера, то в формулу (152) вместо $Q_{\text{исп}}$ подставляют $Q_{\text{пар}}$.

Глава 8

Получение тепловой энергии для работы печей от сжигания топлива

1. Общая характеристика топлива

Основной источник тепловой энергии для металлургических печей — топливо. Топливом называется вещество, которое при нагревании в присутствии кислорода активно окисляется (сгорает) с выделением значительного количества тепла. Наибольшее значение для промышленности имеет углеродистое топливо, хотя, кроме него, тепловая энергия может получаться также при окислении сульфидных минералов, элементарной серы, железа и др.

Углеродистое топливо бывает твердое, жидкое и газообразное. По происхождению топливо подразделяется на естественное (природное) топливо и искусственное (вторичное).

Основные разновидности топлива — уголь, нефть и природный газ, доля которых в топливном балансе СССР превышает в настоящее время 95%. В 1966 г. в СССР было добыто: угля 585 млн. *t* (по условному топливу 44%); нефти 265 млн. *t* (39%); природного газа 145 млрд. *m*³ (17%). Таким образом, доля нефти и природного газа в 1966 г. превысила 50%. Значительная часть добываемого топлива потребляется металлургической промышленностью. Так, в 1966 г. металлургическая промышленность СССР потребила около 30% от всего добытого угля, в том числе 143 млн. *t* коксующихся углей.

Металлургические печи предъявляют к качеству топлива повышенные требования, заключающиеся в основном в высокой его калорийности, высокой температуре горения и небольшом содержании золы. В отдельных типах печей выдвигаются дополнительные требования по качеству топлива. Для шахтных печей требуется прочное, кусковое топливо с достаточной пористостью. Отражательные печи, отопливаемые пылевидным углем, должны обеспечиваться каменными углями со значительным содержанием летучих веществ. Рафинировочные печи не допускают отопления их высокосернистыми сортами топлива.

Природное топливо не всегда отвечает по своему качеству требованиям металлургии. Поэтому топливо подвергают специальным процессам обработки, улучшающим его качество, а также позволяющим выделить из топлива ряд ценных продуктов. К процессам обработки, которым подвергают сырое природное топливо,

относятся: обогащение твердого топлива, газификация твердого топлива, коксование и полукоксование углей, приготовление угольной пыли, брикетирование мелочи, выжиг угля из древесины, переработка нефти с выделением легких фракций жидкого топлива, конверсия природного газа и др.

Углеродистое топливо представляет ценнейшее сырье, позволяющее вырабатывать из него большое количество разнообразных химических продуктов. Поэтому в последнее время выдвигаются новые, так называемые энерго-технологические схемы переработки топлива, включающие в себя полную его технологическую и энергетическую переработку. Примером такой схемы может служить переработка бурых углей, состоящая из полукоксования угля и технологической переработки жидких и газообразных продуктов полукоксования — смолы и газов. Получаемый при полукоксовании полукокк сжигается в печах или толках. Применение в печах высококачественного, соответствующим образом подготовленного топлива обеспечивает высокопроизводительную и экономичную работу металлургических печей и хорошее качество получаемых металлов, сплавов и полупродуктов. Выбор того или иного вида топлива для печи определяется требованиями технологического процесса, условиями оптимального теплового режима и экономическими показателями.

2. Основные свойства топлива

Основные свойства топлива: 1) химический состав; 2) отношение к нагреванию; 3) теплотворность; 4) калориметрическая температура горения.

Химический состав топлива представлен углеродом, водородом, азотом, кислородом, серой. Кроме этих элементов, топливо содержит воду w и минеральные включения, образующие золу A .

Важнейшая составная часть топлива — углерод, при горении которого выделяется основное количество тепла. Содержание углерода в топливе достигает 85—90%. Углерод находится в топливе в виде органических соединений, состав и соотношение которых не всегда точно установлены. Водород, находящийся в топливе в не связанном с кислородом виде, в зависимости от его содержания при горении также выделяет заметное количество тепла.

Азот, кислород и связанный с кислородом водород являются органическим балластом топлива, ухудшающим его состав и энергетическую характеристику. Сера в топливе находится в виде органических соединений $S_{ор}$, сульфидов (колчеданная сера) S_k и сульфатов $S_{ст}$. Органическая и сульфидная сера при горении выделяют тепло, но, несмотря на это, значительное содержание серы в топливе нежелательно вследствие загрязнения атмосферы и изделий сернистыми продуктами.

Влага, содержащаяся в топливе, весьма нежелательная балластная составляющая, снижающая качество топлива. При повышенном содержании влаги топливо может быть обесценено. Топливо, потребляемое металлургическими печами, в ряде случаев сушат для снижения влажности. Различают внешнюю влагу, которая удаляется при сушке топлива без значительного подогрева ($\sim 40^\circ \text{C}$), и внутреннюю, или гигроскопическую, удаляемую при нагреве до 100°C .

Зола — балласт топлива, снижающая его качество и ценность. Содержание золы может колебаться в различных видах топлива в широких пределах. Обычно под золой топлива понимают твердый негорючий остаток, полученный после сжигания навески топлива. Зола имеет минеральный состав, представленный различными окислами, сульфатами и т. п. (окислы железа, кремния, алюминия, магния, натрия, калия; сульфаты железа, кальция и т. д.). Большое значение имеет температура плавления золы, влияющая на поведение золы в металлургических печах. При высокой зольности топлива температура плавления золы может существенно влиять на тепловой и технологический режимы печей и вызывать серьезные затруднения в работе. Поэтому для металлургических печей следует выбирать малозольное топливо или принимать меры к снижению зольности обогащением.

Химический состав твердого и жидкого топлива определяют элементарным анализом, при котором находят содержание перечисленных выше основных элементов, влаги и золы в процентах, причем кислород обычно определяют по разности вычитанием из 100% всех остальных компонентов.

Результаты элементарного анализа топлива можно записать в виде следующего уравнения:

$$C + H + O + N + S + A + \omega = 100\%,$$

которое представляет состав так называемого рабочего топлива. В ряде случаев химический состав топлива дают в пересчете на воздушносухое топливо, на абсолютно сухое топливо, на условную горючую массу или на условную органическую массу. Сущность этих наименований и методика пересчета на тот или иной состав наиболее наглядно поясняются приведенной в табл. 15 схемой состава топлива. Как следует из этой схемы, например за условную горючую массу топлива принимают сумму C , H , O , N и S и элементарный анализ пересчитывают, принимая сумму этих пяти элементов за 100% . Аналогично этому в состав воздушносухого топлива включают C , H , O , N , S , A и содержание гигроскопической влаги $\omega_{\text{гигр}}$, представляющее разность между содержанием общей влаги ω^p и внешней влагой ω^a . Последняя определяется при подсушке топлива при температуре не выше 50°C , в то время как общая влажность топлива определяется при подсушке топлива при температуре $103\text{--}105^\circ \text{C}$. В зависимости

Схема состава твердого и жидкого топлива

Применяемые индексы	Состав								
	С	Н	О	N	S _{ор}	S _к	A	ω _{гипр}	ω ^в
о	Условная органическая масса								ω ^р
г	Условная горючая масса								
с	Абсолютно сухое топливо								
а	Воздушносухое топливо (аналитическое)								
р	Рабочее топливо								

от методики пересчета результатов элементарного анализа топлива к буквенным обозначениям составляющих добавляют соответствующие индексы. Например, для рабочего топлива все составляющие имеют индекс «р»: С^р, Н^р, О^р, N^р и т. д., для условной горючей массы — индекс «г»: С^г, Н^г, О^г, N^г и т. д.

Для пересчета данных по составу твердого и жидкого топлива из одной массы в другую применяют множители, приведенные в табл. 16. Если, например, известно содержание углерода в органической массе какого-либо топлива С^г, %, то соответствующее содержание углерода в рабочем топливе С^р, %, будет

$$C^p = C^g \frac{100 - \omega^p - M^p}{100}$$

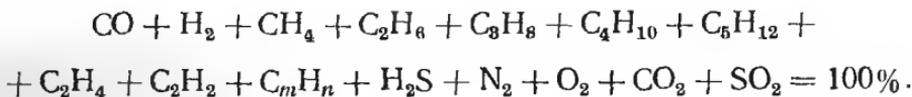
Химический состав газообразного топлива представляется следующими газами: окисью углерода СО, водородом Н₂, метаном СН₄, этаном С₂Н₆, пропаном С₃Н₈, бутаном С₄Н₁₀, пентаном С₅Н₁₂, этиленом С₂Н₄, ацетиленом С₂Н₂, прочими углеводородами С_mН_n и сероводородом Н₂S. Кроме этих газов, в топливе содержатся негорючие газы: азот, кислород, двуокись углерода, сернистый газ, пары воды. Содержание перечисленных составляющих в объемных процентах определяется в газообразном топливе специальным газовым анализом, причем содержание азота вычисляют по разности. Содержание влаги в газообразном топливе определяют отдельно и выражают в г/м³

Множители для пересчета состава твердого и жидкого топлива

Масса	Множители для пересчета на массу				
	рабочую	воздушную (аналитическую)	сухую	горючую	органическую
Рабочая	1	$\frac{100 - w^a}{100 - w^p}$	$\frac{100}{100 - w^p}$	$\frac{100}{100 - w^p - A^p}$	$\frac{100}{100 - w^p - M^p}$
Воздушная (аналитическая)	$\frac{100 - w^p}{100 - w^a}$	1	$\frac{100}{100 - w^a}$	$\frac{100}{100 - w^a - A^a}$	$\frac{100}{100 - w^a - M^a}$
Сухая	$\frac{100 - w^p}{100}$	$\frac{100 - w^a}{100}$	1	$\frac{100}{100 - A^c}$	$\frac{100}{100 - M^c}$
Горючая	$\frac{100 - w^p - A^p}{100}$	$\frac{100 - w^a - A^a}{100}$	$\frac{100 - A^c}{100}$	1	$\frac{100 - A^c}{100 - M^c}$
Органическая	$\frac{100 - w^p - M^p}{100}$	$\frac{100 - w^a - M^a}{100}$	$\frac{100 - M^c}{100}$	$\frac{100 - M^c}{100 - A^c}$	1

П р и м е ч а н и е. M — минеральная часть топлива, представляющая колчеданную серу S_K и золу до ее прокаливания (больше A). Для приблизительных подсчетов можно принимать $M = A + S_K$.

газа, поэтому состав газообразного топлива обычно дается в виде сухого газа:



Для пересчета на рабочее топливо, в состав которого входит и объем влаги, следует содержание влаги w , г/м³, пересчитать на объем при нормальных условиях, приходящийся на 100 м³ сухого газа, по формуле

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = 0,124w \text{ м}^3.$$

Пользуясь этим выражением, можно написать уравнения для пересчета состава сухого газа на рабочее топливо (влажный газ):

$$\text{CO}^{\text{в}} = \text{CO} \frac{100}{100 + 0,124w} \%,$$

$$\text{H}_2^{\text{в}} = \text{H}_2 \frac{100}{100 + 0,124w} \%,$$

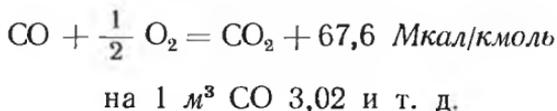
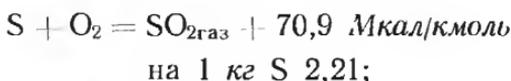
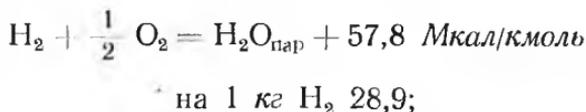
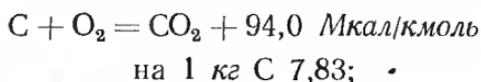
.....

$$\text{H}_2\text{O}^{\text{в}} = 0,124w \frac{100}{100 + 0,124w} \%.$$

Кроме перечисленных составляющих газообразного топлива, в нем могут содержаться примеси в виде смолы и пыли. Содержание этих примесей выражается аналогично влаге в г/м³ и выносится за 100% основного состава сухого газа.

Отношение топлива к нагреванию определяется по изменению состава топлива при его нагревании, характеристике получаемых продуктов и температуре, при которой наблюдаются изменения состава и свойств топлива. По отношению к нагреванию все разновидности топлива делятся на теплоустойчивые и теплостойкие. Теплоустойчивые виды топлива при нагревании разлагаются с образованием новых соединений: горючих газов, кокса и т. п. Почти все виды естественного (природного) топлива могут быть отнесены к теплоустойчивым, особенно твердое топливо. Теплостойкие виды топлива — это преимущественно искусственное топливо, прошедшее уже ту или иную обработку (древесный уголь, кокс, термантрацит, газы). Отношение топлива к нагреванию очень важно для рациональной организации процессов переработки топлива — газификации, коксования, перегонки, а также для процессов сжигания топлива.

Теплотворность, или теплота горения, топлива Q есть количество тепла, выделяющегося при полном сгорании единицы топлива по реакциям окисления:



Для твердого и жидкого топлива теплотворность выражается в *ккал/кг*, для газообразного — в *ккал/м³*. В СССР за основной показатель тепловой ценности топлива принята так называемая низшая теплотворность рабочего топлива $Q_{\text{н}}^{\text{р}}$, которая определяется на единицу рабочего топлива при условии, что имеющаяся в топливе и образующаяся при горении влага находится в парообразном состоянии. При условии конденсации всего водяного пара с выделением скрытой теплоты парообразования получается высшая теплотворность топлива, обозначаемая для рабочего топлива $Q_{\text{в}}^{\text{р}}$. Очевидно, что $Q_{\text{в}}^{\text{р}}$ превосходит $Q_{\text{н}}^{\text{р}}$ на величину скрытой теплоты испарения образовавшегося при горении водяного пара, что выражается для твердого и жидкого топлива формулой

$$Q_{\text{в}}^{\text{р}} = Q_{\text{н}}^{\text{р}} - 6(9\text{H}^{\text{р}} + \omega^{\text{р}}) \text{ ккал/кг}, \quad (153)$$

где $\text{H}^{\text{р}}$ и $\omega^{\text{р}}$ — содержание водорода и влаги в рабочем топливе, %. Для газообразного топлива применяют формулу

$$Q_{\text{в}}^{\text{р}} = Q_{\text{н}}^{\text{р}} - 4,82 \left(\text{H}_2^{\text{в}} + 2\text{CH}_4^{\text{в}} + \frac{n}{2} \text{C}_m\text{H}_n^{\text{в}} + \text{H}_2\text{S}^{\text{в}} + \text{H}_2\text{O}^{\text{в}} \right) \text{ ккал/м}^3, \quad (154)$$

где $\text{H}_2^{\text{в}}$, $\text{CH}_4^{\text{в}}$, $\text{C}_m\text{H}_n^{\text{в}}$, $\text{H}_2\text{S}^{\text{в}}$, $\text{H}_2\text{O}^{\text{в}}$ — содержание составляющих, % (объемн.), во влажном газе.

Иногда теплотворность твердого и жидкого топлива определяют не для рабочего топлива, а для горючей или сухой массы, что выражается соответствующим индексом: $Q^{\text{г}}$, $Q^{\text{с}}$ и т. п. В этом случае для пересчета высшей теплотворности топлива с одного состава топлива на другой можно применять множители, при-

веденные в табл. 16. Для перехода к низшей теплотворности применяют формулы

$$Q_n^r = Q_b^r - 54H^r, \quad (155)$$

$$Q_n^c = Q_b^c - 54H^c. \quad (156)$$

Теплотворность топлива определяют экспериментально в лаборатории или рассчитывают по данным химического анализа. Экспериментально теплотворность для твердого и тяжелого жидкого топлива определяют в калориметрической бомбе, а для легкого жидкого и газообразного топлива — в специальном калориметре непосредственным измерением количества тепла, выделяющегося при сжигании определенного весового или объемного количества топлива. Теплотворность, определенную при помощи бомбы Q_b , исправляют с учетом теплоты образования серной и азотной кислот, которые при сжигании топлива в печах не образуются, эти кислоты образуются в бомбе, при высоком давлении и избытке кислорода.

Величину Q_b пересчитывают в Q_b по уравнению

$$Q_b = Q_6 - (22,5S - 0,0015Q_6). \quad (157)$$

Расчет теплотворности топлива проводят по формулам, составленным на основании тепловых эффектов реакций окисления углерода, водорода, серы, окиси углерода, метана и других горючих составляющих и элементарного анализа топлива.

Из многочисленных формул, предложенных для расчета теплотворности топлива, наиболее приемлема формула Д. И. Менделеева для всех видов твердого и жидкого топлива, некоторые коэффициенты в которой исправлены нами по новым данным о тепловых эффектах:

$$Q_n^p = [78,3C^p + 289H^p - 26(O^p - S^p) - 6(9H^p + w^p)] \text{ ккал/кг}. \quad (158)$$

Теплотворность газообразного топлива подсчитывают по формуле

$$\begin{aligned} Q_n^p = & 30,2CO^b + 25,8H_2^b + 85,6CH_4^b + 152,3C_2H_6^b + \\ & + 218C_3H_8^b + 283,4C_4H_{10}^b + 349C_5H_{12}^b + 141,1C_2H_4^b + \\ & + 133,8C_2H_2^b + 55,9H_2S - 4,82H_2O^b \text{ ккал/м}^3. \end{aligned} \quad (159)$$

Теплотворность различных видов топлива колеблется в широких пределах. Высокую теплотворность, достигающую до 10000 ккал/кг, имеет мазут, а также и природный газ (8500 ккал/м³). Хороший каменный уголь и кокс имеют теплотворность около 7000 ккал/кг, дрова 3000 ккал/кг, генераторный газ 1300 ккал/м³.

Для сравнения тепловой ценности различных сортов топлива, для расчетов и отчетности пользуются понятием «условное топливо» при $Q_n^p = 7000$ ккал/кг. Отношение теплотворности данного топлива к теплотворности условного называется к а л о р и й н ы м э к в и в а л е н т о м. Для многих сортов топлива утверждены официальные калорийные эквиваленты, например для бензина 1,49, малосернистого мазута 1,425, кокса 0,93, кузнецкого каменного угля 1,0, кускового торфа 0,42, доменного газа 0,13 и т. д. Для газообразного топлива и дров калорийный эквивалент вычисляют делением объемной теплотворности Q_n^p , ккал/м³, также на 7000 ккал.

К а л о р и м е т р и ч е с к а я т е м п е р а т у р а г о р е н и я т о п л и в а t_k , °С, есть та максимальная температура, до которой нагрелись бы продукты горения при условии, что сжигание велось бы с теоретическим количеством воздуха и все полученное тепло полностью пошло только на нагрев продуктов полного горения, т. е.

$$t_k = \frac{Q_n^p}{\sum V_{гг} c_{г}}, \quad (160)$$

где $V_{г}$ — объемы продуктов полного горения, м³/кг;
 $c_{г}$ — средние теплоемкости продуктов горения в интервале температур от 0° до t_k , ккал/(м³·°С).

Средние теплоемкости газов приведены в приложениях.

Выражение (160) для t_k получено на основании теплового баланса горения топлива в идеальных адиабатических условиях и в предположении, что физическое тепло топлива и воздуха равно нулю. При расчетах калориметрической температуры горения различных видов топлива по формуле (160) рекомендуется находить значение t_k подбором подходящего значения, при котором уравнение (160) превращается в тождество. Такой прием приходится применять из-за довольно сложной степенной зависимости теплоемкостей $c_{г}$ от температуры t_k , вследствие чего прямое решение уравнения (160) привело бы к необходимости решения уравнения по меньшей мере третьей степени.

Практически калориметрическая температура горения топлива недостижима, так как часть тепловой энергии всегда расходуется на диссоциацию продуктов горения, что особенно заметно при высоких температурах.

Температура, рассчитанная с учетом расхода тепла на частичную диссоциацию CO₂ и H₂O, носит название т е о р е т и ч е с к о й т е м п е р а т у р ы г о р е н и я т о п л и в а $t_{теор}$, °С и может определяться по формуле

$$t_{теор} = \frac{Q_n^p + Q_{физ} - Q_{дисс}}{\sum V_{гг} c_{г}}, \quad (161)$$

где $Q_{\text{физ}}$ — физическое тепло, вносимое топливом и воздухом, ккал/кг или ккал/м^3 :

$$Q_{\text{физ}} = c_{\text{топл}} t_{\text{топл}} + V_{\text{возд}} c_{\text{возд}} t_{\text{возд}}$$

$Q_{\text{дисс}}$ — тепло, идущее на диссоциацию CO_2 и H_2O по реакциям:

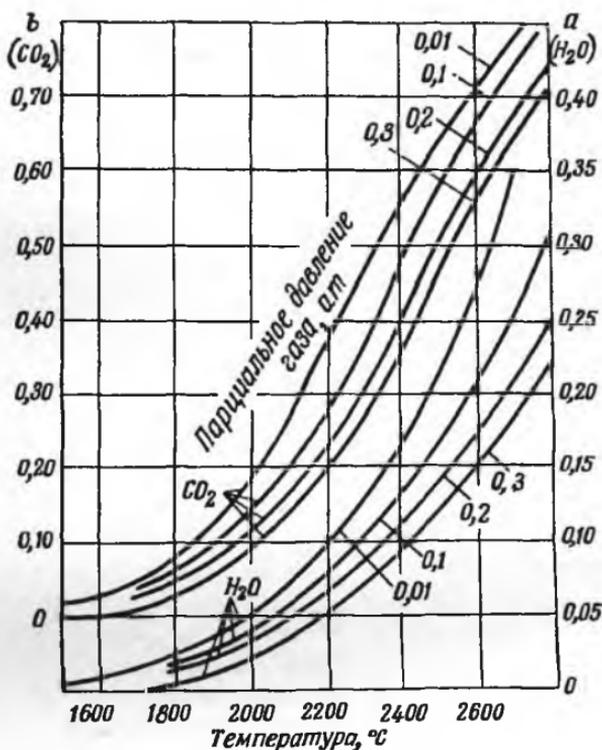
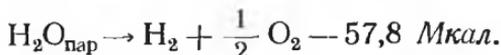
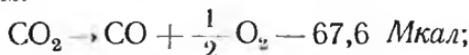


Рис. 100. График для определения степени диссоциации углекислоты и водяного пара

Величину $Q_{\text{дисс}}$ находят по уравнению

$$Q_{\text{дисс}} = 2600aV_{\text{H}_2\text{O}} + 3000bV_{\text{CO}_2} \text{ ккал},$$

a и b — степень диссоциации H_2O и CO_2 в долях от исходного количества газов до диссоциаций (рис. 100);

$V_{\text{H}_2\text{O}}$ и V_{CO_2} — объемы H_2O и CO_2 , образующиеся при горении единицы топлива при нормальных условиях, м^3 .

Теоретическая температура горения практически также недостижима, так как в реальных условиях сжигания топлива в рабочем пространстве печей и топков значительная доля тепловой энергии уходит из зоны горения и идет на нагревание окружающих тел. Температура, рассчитанная с учетом теплоотдачи зоны горения, называется практической температурой горения топлива $t_{\text{пр}}$. Величину $t_{\text{пр}}$ можно находить по тепловому балансу топки или печи, но расчет этого баланса весьма сложен и требует детальных расчетов нестационарных теплообменных процессов, что зачастую затруднительно. Поэтому в расчетах печей и топков часто пользуются пирометрическим коэффициентом $\eta_{\text{пир}} = \frac{t_{\text{пр}}}{t_{\text{теор}}}$, значение которого для различных типов печей и топков берут из данных заводских измерений. Величина $\eta_{\text{пир}}$ колеблется от 0,6 до 0,9, и для металлургических печей с горизонтальным рабочим пространством и хорошо организованным процессом горения можно принимать $\eta_{\text{пир}} = 0,75 \div 0,85$. Задаваясь значением $\eta_{\text{пир}}$ и зная $t_{\text{теор}}$, можно приблизительно определить максимальную практическую температуру горения топлива в данной печи по формуле

$$t_{\text{пр}} = \eta_{\text{пир}} t_{\text{теор}}. \quad (162)$$

3. Расчет горения топлива

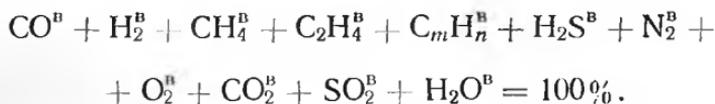
Расчет горения углеродистого топлива — одна из важнейших и обязательных составных частей расчета металлургических печей. В задачи расчета горения входит определение следующих показателей: количества воздуха, необходимого для горения, состава и количества газообразных продуктов горения, теплопроводности топлива, температуры горения. Наиболее удобно вести расчет на 1 кг или на 1 м³ исходного рабочего топлива с последующим пересчетом результатов на любую другую величину¹. Горение топлива рассчитывают аналитическим и графическим методом, причем наиболее точен аналитический метод. Графический метод позволяет быстрее получить результаты расчета, но они приближенные. Все основные формулы и графики для расчетов горения построены на стехиометрических отношениях реакций горения. Остановимся вначале на описании аналитического метода.

Аналитический расчет горения проводят всегда по рабочему составу топлива, представленному для твердого и жидкого топлива содержанием следующих основных составляющих, % (по массе):

$$C^p + H^p + O^p + S^p + N^p + A^p + \omega^p = 100\%.$$

¹ Все расчеты горения топлива ведут в объемах, приведенных к нормальным условиям, т. е. при 0° С и 760 мм рт. ст.

Для газообразного топлива расчет проводят также по составу влажного рабочего топлива, % (объемн.), с включением влаги в 100%:



Если задан нерабочий состав топлива, необходимо пересчитать его по формулам и множителям, приведенным выше (см. стр. 260).

Количество воздуха для горения может быть теоретическим и практическим. Теоретическим количеством воздуха $L_{\text{теор}}$ называется такое минимальное его количество, которое получается строго по стехиометрическим соотношениям основных реакций полного горения. Практическое количество воздуха $L_{\text{пр}}$, необходимое для сжигания топлива в печах, всегда больше теоретического, так как часть воздуха вследствие несовершенства его перемешивания с топливом не используют. Коэффициентом избытка воздуха α называется отношение $L_{\text{пр}}$ к $L_{\text{теор}}$ в долях единицы.

Ниже приводятся значение α для различных видов топлива:

Дрова в шахтных топках	1,25—1,35
Каменный и бурый уголь в топках с ручным обслуживанием	1,50—1,70
Каменный и бурый уголь в механических топках	1,20—1,40
Пылевидное топливо	1,10—1,25
Мазут	1,08—1,20
Газовое топливо	1,05—1,10

Для твердого и жидкого топлива теоретически необходимое количество воздуха $L_{\text{теор}}$, $\text{м}^3/\text{кг}$, рассчитывают по формуле

$$L_{\text{теор}} = [0,0889\text{C}^{\text{P}} + 0,2667\text{H}^{\text{P}} + 0,0333(\text{S}^{\text{P}} - \text{O}^{\text{P}})] \times \\ \times (1 + 0,0124d_{\text{в}}) \frac{21}{U} \text{ м}^3/\text{кг}, \quad (163)$$

где $d_{\text{в}}$ — влагосодержание сухого воздуха, $\text{г}/\text{м}^3$;

U — содержание кислорода в воздухе, % (объемн.).

В обычном атмосферном воздухе $U = 21\%$, в воздухе, обогащенном кислородом, $U = 23 \div 95\%$.

Практическое (действительное) количество воздуха в зависимости от принятого коэффициента избытка воздуха находят по формуле

$$L_{\text{пр}} = \alpha L_{\text{теор}} \text{ м}^3/\text{кг}. \quad (164)$$

Количество продуктов горения, m^3/kg , определяется по формулам

$$\left. \begin{aligned} V_{CO_2} &= 0,0187C^P; \\ V_{H_2O} &= 0,112H^P + 0,0124w^P + 0,0124d_B; \\ V_{SO_2} &= 0,007S^P; \\ V_{O_2} &= \frac{U}{100} (\alpha - 1) L_{теор}; \\ V_{N_2} &= 0,008N^P + \left(1 - \frac{U}{100}\right) L_{пр}. \end{aligned} \right\} \quad (165)$$

Общее количество газообразных продуктов горения V_r , m^3/kg , равно

$$V_r = V_{CO_2} + V_{H_2O} + V_{SO_2} + V_{O_2} + V_{N_2} \quad m^3/kg. \quad (166)$$

Состав продуктов горения, %:

$$\left. \begin{aligned} CO_2 &= \frac{V_{CO_2}}{V_r} \cdot 100; \\ H_2O &= \frac{V_{H_2O}}{V_r} \cdot 100 \text{ и т. д.} \end{aligned} \right\} \quad (167)$$

Для газообразного топлива теоретическое количество воздуха $L_{теор}$, m^3/m^3 , находят по формуле

$$L_{теор} = \frac{0,5CO^B + 0,5H_2^B + 2CH_4^B + \sum \left(m + \frac{n}{4}\right) C_m H_n^B + 1,5H_2S^B - O_2^B}{U}. \quad (168)$$

Практическое количество воздуха для горения газа будет

$$L_{пр} = \alpha L_{теор} \quad m^3/m^3. \quad (169)$$

Количество продуктов горения газа, m^3/m^3 :

$$\left. \begin{aligned} V_{CO_2} &= [CO_2^B + CO^B + CH_4 + \sum (m C_m H_n^B)] \cdot 0,01; \\ V_{H_2O} &= \left[H_2^B + 2CH_4^B + \sum \left(\frac{n}{2} C_m H_n^B\right) + \right. \\ &\quad \left. + H_2S^B + H_2O^B + 0,124 L_{пр} d_B \right] \cdot 0,01; \\ V_{N_2} &= [N_2 + (100 - U) L_{пр}] \cdot 0,01; \\ V_{O_2} &= U (\alpha - 1) L_{теор} \cdot 0,01; \\ V_{SO_2} &= 0,01 H_2S^B. \end{aligned} \right\} \quad (170)$$

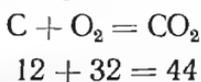
Общее количество продуктов горения газа V_r , $м^3/м^3$,

$$V_r = V_{CO_2} + V_{H_2O} + V_{N_2} + V_{O_2} + V_{SO_2} \quad м^3/м^3. \quad (171)$$

Состав продуктов горения газа, %:

$$\left. \begin{aligned} CO_2 &= \frac{V_{CO_2}}{V_r} \cdot 100; \\ H_2O &= \frac{V_{H_2O}}{V_r} \cdot 100 \text{ и т. д.} \end{aligned} \right\} \quad (172)$$

Все приведенные формулы (163—172) весьма просто получаются из стехиометрических отношений основных реакций горения. В качестве примера покажем, каким образом выведены составляющие члены формул на основе реакции горения углерода:



На 1 кг углерода по этой реакции требуется $\frac{32}{12}$ кг кислорода или $\frac{32}{12 \cdot 0,23}$ кг воздуха, так как массовое содержание кислорода в воздухе равно 23%. Учитывая, что 1 $м^3$ воздуха имеет массу при нормальных условиях 1,293 кг, получим объем воздуха, необходимый по реакции горения на 1 кг углерода, $м^3/кг$:

$$\frac{32}{12 \cdot 0,23 \cdot 1,293} = 8,89.$$

При содержании углерода в рабочем топливе C^p , %, получим теоретическое количество воздуха, необходимое для сжигания углерода в 1 кг топлива, $м^3/кг$:

$$\frac{8,89C^p}{100} = 0,0889C^p.$$

Это выражение и представляет первый член формулы (163). Объем CO_2 , получающийся при горении углерода в топливе [формула (165)], находят вычислением числа кг-молей углерода, участвующих в реакции $\frac{C^p}{100 \cdot 12}$ и объема 1 кг-моль CO_2 , равного 22,4 $м^3$:

$$V_{CO_2} = \frac{C^p \cdot 22,4}{100 \cdot 12} = 0,0187C^p \quad м^3/кг \text{ и т. д.}$$

Плотность продуктов горения ρ , $кг/м^3$, определяют по формуле

$$\rho = \frac{44CO_2 + 18H_2O + 28N_2 + 32O_2 + 64SO_2}{22,4 \cdot 100}, \quad (173)$$

где CO_2 , H_2O , N_2 , O_2 , SO_2 — содержание этих газов в продуктах горения, %.

Кроме приведенных развернутых формул (163—171), для определения $L_{\text{теор}}$, $L_{\text{пр}}$, $V_{\text{г}}$ в литературе имеется много приближенных эмпирических формул для ускоренных и упрощенных расчетов.

Для проверки правильности проделанных расчетов рекомендуется всякий расчет горения топлива заключать составлением материального баланса процесса горения, по сходимости прихода и расхода которого могут быть выявлены возможные ошибки. Аналитический расчет теплотворности топлива проводят по ранее приведенным формулам (158—159). Иногда теплотворность топлива находят по справочникам, данные которых приходится пересчитывать на рабочее топливо по формулам (153—154) и табл. 19. Расчет температуры горения топлива проводят по формулам (160—162) и графику рис. 100.

Графический расчет горения топлива выполняют при помощи специальных расчетных графиков. Эти графики построены по результатам аналитических расчетов горения различных видов топлива, проведенных или по развернутым (163—173), или по приближенным эмпирическим формулам. Наименьшие погрешности в графических расчетах получаются при использовании графиков, построенных по развернутым формулам.

На рис. 101 приведен график для расчета горения малосернистого мазута, построенный на основании расчетов горения мазута определенного состава по развернутым формулам¹. С помощью этого графика для данного состава мазута могут быть найдены: количество воздуха, состав и количество продуктов горения при различных значениях коэффициента избытка воздуха α , тепло-содержание (энтальпия) продуктов горения при различных α и температуре подогрева воздуха $t_{\text{в}}$, температура продуктов горения в зависимости от α и $t_{\text{в}}$, парциальные давления продуктов горения.

В практике эксплуатации металлургических печей очень важный показатель процесса горения топлива — коэффициент избытка воздуха α , фактически имеющийся в данной печи. Для определения фактического значения α проводят анализ продуктов горения и по нему находят величину α . Для случая полного горения твердого и жидкого топлива значение α можно рассчитать по формуле

$$\alpha = \frac{1}{1 - \frac{O_2}{U}}, \quad (174)$$

где O_2 — содержание кислорода в сухих продуктах горения, %;
 U — содержание кислорода в сухом воздухе, %.

Формулу (174) можно применять и для газообразного топлива при малом содержании в нем азота.

¹ Ю. Н. Флаксерман. Диаграммы расчета горения топлив СССР. Госэнергоиздат, 1961.

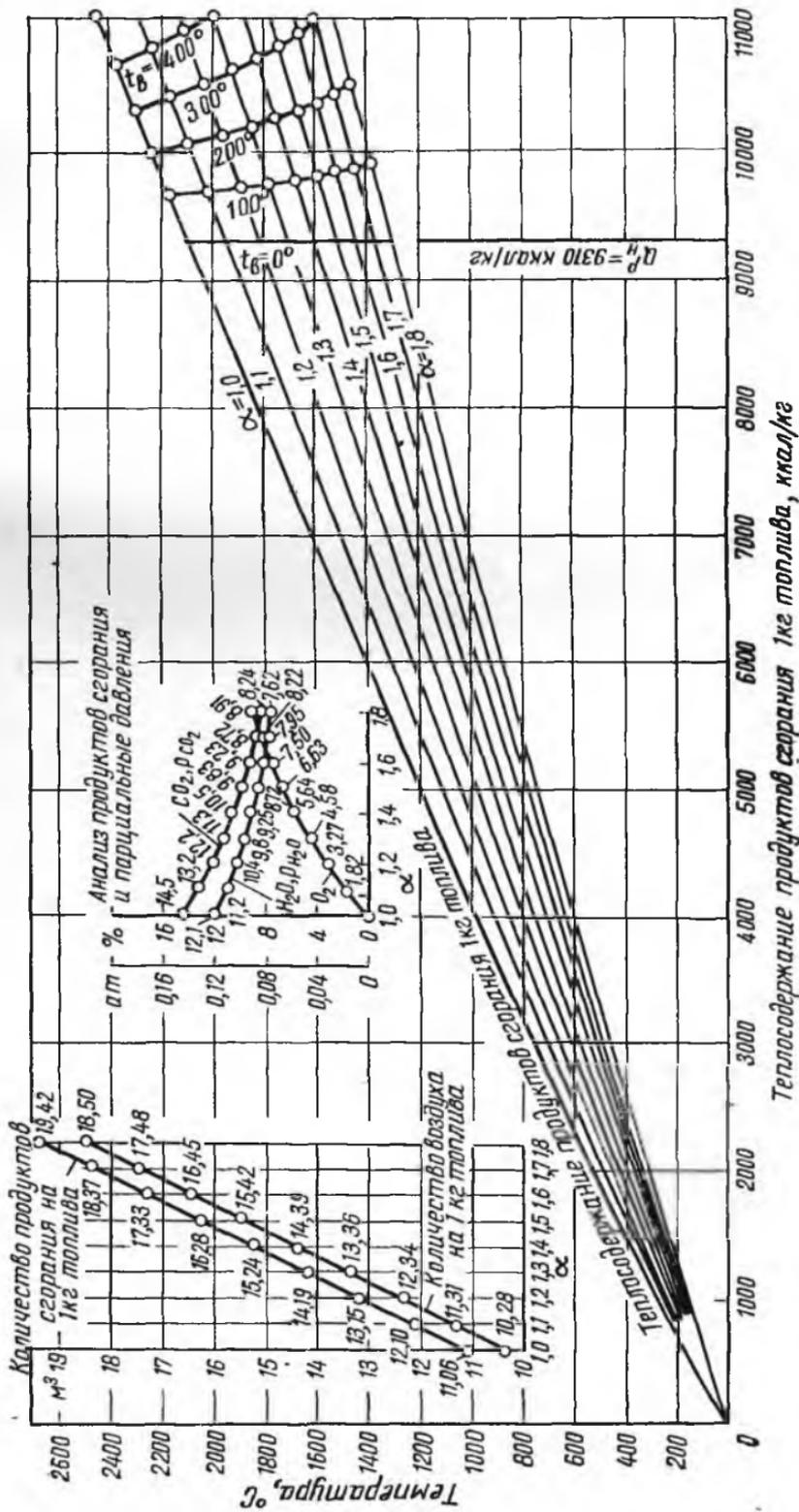


Рис. 101. Диаграмма для расчета горения малосернистого мазута. Состав топлива, %:
 $\text{C}^P = 85.3$; $\text{H}^P = 10.2$; $\text{S}^P = 0.5$; $\text{N}^P + \text{O}^P = 0.7$; $\omega^P = 3.0$; $\text{A}^P = 0.3$

Пример расчета горения мазута. Для показа практического использования приведенных выше формул и графиков для расчетов горения топлива проводим расчет горения мазута. Исходный мазут имеет следующий состав, % (по массе):

$$C^r = 88,3; \quad H^r = 10,5; \quad O^r + N^r = 0,7; \quad S^r = 0,5; \quad w^p = 3; \quad A^c = 0,31.$$

Пересчитаем состав топлива на рабочую массу, %, используя коэффициенты табл. 16.

$$A^p = A^c \frac{100 - w^p}{100} = 0,31 \frac{100 - 3}{100} = 0,3;$$

$$C^p = C^r \frac{100 - (w^p + A^p)}{100} = 88,3 \cdot 0,967 = 85,3;$$

$$H^p = H^r \frac{100 - (w^p + A^p)}{100} = 10,5 \cdot 0,967 = 10,2;$$

$$O^p + N^p = 0,7 \cdot 0,967 = 0,7;$$

$$S^p = 0,5 \cdot 0,967 = 0,5;$$

$$w^p = 3,0;$$

Итого 100%.

Теплотворность мазута по формуле (158), принимая, что $O^p = \frac{1}{2} (O^p + N^p)$

$$Q_{H}^p = 78,3 \cdot 85,3 + 289 \cdot 10,2 - 26 \cdot (0,35 - 0,5) - 6 \cdot (9 \cdot 10,2 + 3) = 9070 \text{ ккал.}$$

Теоретическое количество сухого воздуха при $U = 21\%$ и $d_B = 0$ по формуле (163)

$$L_{\text{теор}} = 0,0889 \cdot 85,3 + 0,2667 \cdot 10,2 + 0,0333 \cdot (0,5 - 0,35) = 10,3 \text{ м}^3/\text{кг.}$$

Практическое количество воздуха при заданном коэффициенте избытка $\alpha = 1,15$ по формуле (164)

$$L_{\text{пр}} = 1,15 \cdot 10,3 = 11,9 \text{ м}^3/\text{кг.}$$

Количество продуктов горения, $\text{м}^3/\text{кг}$, по формулам (165):

$$V_{\text{CO}_2} = 0,0187 \cdot 85,3 = 1,6;$$

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = 0,112 \cdot 10,2 + 0,0124 \cdot 3 = 1,18;$$

$$V_{\text{SO}_2} = 0,007 \cdot 0,5 = 0,0035;$$

$$V_{\text{O}_2} = \frac{21}{100} (1,15 - 1) \cdot 10,3 = 0,325;$$

$$V_{\text{N}_2} = 0,008 \cdot 0,35 + \left(1 - \frac{21}{100}\right) \cdot 11,9 = 9,4.$$

Общее количество газов от горения по формуле (166)

$$V_{\text{Г}} = 1,6 + 1,18 + 0,0035 + 0,325 + 9,4 = 12,5 \text{ м}^3/\text{кг.}$$

Состав продуктов горения, %, по формулам (167):

$$\text{CO}_2 = \frac{1,6}{12,5} \cdot 100 = 12,8;$$

$$\text{H}_2\text{O} = \frac{1,18}{12,5} \cdot 100 = 9,45;$$

$$\text{SO}_2 = \frac{0,0035}{12,5} \cdot 100 = 0,03;$$

$$\text{O}_2 = \frac{0,325}{12,5} \cdot 100 = 2,6;$$

$$\text{N}_2 = \frac{9,4}{12,5} \cdot 100 = 75,12;$$

Итого 100.

Плотность продуктов горения по формуле (173)

$$\rho = \frac{44 \cdot 12,8 + 18 \cdot 9,45 + 28 \cdot 75,12 + 32 \cdot 2,6 + 64 \cdot 0,03}{22,4 \cdot 100} = 1,29 \text{ кг/м}^3.$$

Для проверки проделанного расчета горения мазута составляем материальный баланс процесса горения на 1 кг исходного топлива:

Приход, кг	
1. Мазут	1
2. Воздух	11,9 · 1,29 = 15,4
<hr/>	
Итого	16,4
Расход, кг	
1. Газообразные продукты горения	12,5 · 1,29 = 16,1
2. Зола топлива	0,3
<hr/>	
Итого	16,4

Теоретическая температура горения мазута определяется по формуле (161) и графику рис. 100 из условия подогрева воздуха и мазута до 100° С. Вначале вычисляем физическое тепло, вносимое мазутом и воздухом:

$$Q_{\text{физ}} = 0,5 \cdot 100 + 11,9 \cdot 0,311 \cdot 100 = 420 \text{ ккал.}$$

Приняв приблизительное значение теоретической температуры горения мазута 2100° С, найдем тепло, идущее на диссоциацию H₂O и CO₂. По графику рис. 100 при t = 2100° С и парциальном давлении

$$\rho_{\text{H}_2\text{O}} = 0,1 \text{ и } \rho_{\text{CO}_2} = 0,1, \text{ величина } a = 0,06 \text{ и } b = 0,2.$$

Отсюда

$$Q_{\text{дисс}} = 2600 \cdot 0,06 \cdot 1,18 + 3000 \cdot 0,2 \cdot 1,6 = 1147 \text{ ккал.}$$

Напишем теперь формулу (161):

$$t_{\text{теор}} = \frac{9070 + 420 - 1147}{\sum V_{\text{r}} C_{\text{r}}} = \frac{8343}{\sum V_{\text{r}} C_{\text{r}}}$$

При условии $t_{\text{теор}} = 2100^\circ \text{C}$ найдем значение $\sum V_i C_i$ с помощью развернутого расчета по теплоемкостям отдельных газовых составляющих (см. приложение):

$$\begin{aligned} \sum V_i C_i &= 1,6 \cdot 0,582 + 1,18 \cdot 0,474 + 0,0035 \cdot 0,569 + \\ &+ 0,325 \cdot 0,376 + 9,4 \cdot 0,356 = 4,98. \end{aligned}$$

При этом значении находим $t_{\text{теор}}$:

$$t_{\text{теор}} = \frac{8343}{4,98} = 1680^\circ \text{C}.$$

Так как полученная температура не совпадает с ранее принятой 2100°C , производим пересчет. Примем $t_{\text{теор}} = 1900^\circ \text{C}$ и определим для этого значения $Q_{\text{дисс}}$:

$$Q_{\text{дисс}} = 2600 \cdot 0,025 \cdot 1,18 + 3000 \cdot 0,1 \cdot 1,6 = 557 \text{ ккал}.$$

Значение $\sum V_i C_i$ при $t = 1900^\circ \text{C}$ будет

$$\begin{aligned} \sum V_i C_i &= 1,6 \cdot 0,575 + 1,18 \cdot 0,464 + 0,0035 \cdot 0,569 + \\ &+ 0,325 \cdot 0,373 + 9,4 \cdot 0,352 = 4,93. \end{aligned}$$

При полученных значениях величин находим $t_{\text{теор}}$:

$$t_{\text{теор}} = \frac{9070 + 420 - 557}{4,93} = \frac{8933}{4,93} = 1820^\circ \text{C}.$$

Это значение $t_{\text{теор}}$ может считаться окончательным, так как оно отличается от принятого для расчета диссоциации и теплоемкостей всего на 80 град .

Практическая температура горения $t_{\text{пр}}$ мазута в металлургической печи при величине пирометрического коэффициента $\eta_{\text{пир}} = 0,85$ определится по формуле (162)

$$t_{\text{пр}} = 0,85 \cdot 1820 = 1550^\circ \text{C}.$$

Проведем расчет горения мазута заданного состава с помощью диаграммы рис. 101:

$$Q_{\text{н}}^{\text{р}} = 9310 \text{ ккал/кг};$$

$$L_{\text{пр}} = 11,7 \text{ м}^3/\text{кг};$$

$$V_{\text{Г}} = 12,6 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

Состав продуктов сгорания, %: $12,8 \text{ CO}_2$; $10,3 \text{ H}_2\text{O}$; $2,5 \text{ O}_2$. Теоретическая температура горения при $\alpha = 1,15$ и $t_{\text{б}} = 100^\circ \text{C}$

$$t_{\text{теор}} = 1930^\circ \text{C}.$$

Теплосодержание продуктов сгорания 9670 ккал .

4. Твердое топливо

Естественное (природное) твердое топливо представлено следующими его видами: дрова, торф, бурый уголь, каменный уголь, антрацит, горючие сланцы. Искусственное твердое топливо — это древесный уголь, кокс, брикеты, угольная пыль. Сравнительная характеристика разновидностей твердого топлива приведена в табл. 17. Для металлургических печей наиболее важным видом твердого топлива является каменный уголь и продукты его переработки — кокс и угольная пыль. Остальные

Характеристика твердого топлива по средним показателям

Виды топлива	Состав рабочего топлива, % (по массе)							Отношение к нагреванию		Q^p , ккал/кг	$t_{к.с.}$	$L_{теор.}$, м ³ /кг	V^r , м ³ /кг
	$C_{в.}$	$H_{в.}$	$O_{в.}$	$S_{в.}$	$N_{в.}$	$A_{в.}$	$m_{в.}$	выход летучих, % от порочей массы	Δt температура воспламенения, °C				
<i>Естественное</i>													
Дрова (воздушносухие)	36,5	4,5	32	Нет	1	1	25	85	300	3100	1700	3,4	4,2
Торф (воздушносухой)	37,4	4,2	22	0,4	1,2	4,8	30	70	225	3340	1750	3,7	4,5
Бурый уголь	48,1	3,4	11,7	1,0	1,2	15,6	19	41	400	4340	1800	4,8	5,3
Каменный уголь	70	4,4	8,3	2,0	1,0	8	6	35	500	6500	2100	7,2	7,6
Антрацит	84	3	2	1	1	4	5	7	700	7000	2100	8,2	8,5
Горючие сланцы	19,4	2,3	2,4	0,4	4,1	53,1	10,1	80	—	1890	—	—	—
<i>Искусственное</i>													
Древесный уголь	70,6	3,5	$O^p + NP$ 14,1	—	—	1,8	10	4	350	6190	2100	6,8	7,0
Кокс	83,5	0,8	0,6	0,6	1,5	9	4	2	700	6600	2200	7,6	7,7

разновидности твердого топлива используются в металлургии ограниченно.

Дрова представляют собой растительное топливо, возобновляемое ежегодным приростом, составляющим около 0,8 т на 1 га площади леса. Из общей мировой площади леса на долю СССР приходится около 30%, что выдвигает СССР на первое место в мире по запасам древесины. Основное назначение леса — использование его для строительства, производства бумаги и выработки различных химических продуктов, а в качестве топлива применяют обычно тот лес, который не может быть направлен для строительства или переработки.

Древесина представляет собой конгломерат толстостенных растительных клеток, прочно соединенных между собой лигнином ($C_{19}H_{24}O_{10}$). Стенки клеток состоят из клетчатки или целлюлозы, имеющей формулу ($C_6H_{10}O_5$). Органическая масса древесины для разнообразных пород деревьев почти одинакова и содержит около 50% С, 43% O_2 и 6% H_2 . Содержание золы в древесине невелико — в пределах 1—2%.

Решающее влияние на качество и теплотворность древесины оказывает влажность, зависящая от породы дерева, сезона рубки и времени сушки на воздухе. Влажность древесины колеблется в широких пределах — от 25 до 60%. Дрова считаются воздушно-сухими, если содержание влаги в них не превышает 25—30%. В металлургических печах дрова применяют теперь очень редко и преимущественно на тех заводах, в районе расположения которых имеются большие лесные массивы. Дрова находят применение при сушке и разогреве металлургических печей, в периоды их пуска.

Торф, как и все другие виды естественного твердого топлива, за исключением древесины, является ископаемым топливом. Все ископаемые виды твердого углеродистого топлива имеют растительное происхождение, так как они образовались в результате сложных и длительных превращений остатков растений — мхов, осок, древесины и водорослей. В зависимости от времени этих превращений, которое называется геологическим возрастом топлива, и степени превращения исходного растительного материала разновидности твердого топлива могут быть расположены в последовательный ряд: торф, бурый уголь, каменный уголь, антрацит. Торф — самое молодое топливо, состав его ближе всего к составу исходной растительной массы. Чем старше по возрасту твердое топливо или чем больше изменился его первоначальный состав, тем выше в нем содержание углерода и ниже содержание кислорода, летучих веществ и влаги. Для углей геологический возраст не всегда совпадает с глубиной изменения их состава. Торф образуется в результате разложения растительных остатков в стоячей воде без доступа воздуха, обычно в местах, где имеются болота. В процессе торфообразования клетчатка растений

разрушается, превращаясь в CO_2 , H_2O и CH_4 и частично переходя в растворимые органические вещества. Более устойчивая часть растений — лигнит, который переходит в гуминовые вещества. Состав торфа представлен гидроцеллюлозой, гуминовыми и минеральными веществами.

Химический состав торфа, его влажность и теплотворность сильно колеблются в зависимости от степени разложения растительных остатков, места образования и способа добычи торфа. По степени минерализации различают торфы: волокнистый, землистый, смолистый, наилучший из них — смолистый. По месту образования различают торфы низменных и верховых болот. По способу добычи торф может быть машиноформовочным, гидравлическим и фрезерным. Первые два сорта получают в виде кусков, а третий — в виде мелкой крошки. В дальнейшем будет развиваться добыча наиболее дешевого — фрезерного торфа. Влажность свежедобытого торфа очень велика и может достигать 90%. Сушка торфа естественная на открытом воздухе, и воздушно-сухой кусковой торф содержит от 30 до 40% влаги, а фрезерный до 50%. В настоящее время СССР по запасам и добыче торфа занимает первое место в мире. Добываемый торф в основном используется как топливо для районных тепловых электростанций, а также служит важным сырьем для химической промышленности. Для отопления металлургических печей торф почти не применяют.

Бурый уголь представляет продукт дальнейших более глубоких, по сравнению с торфом, преобразований исходных растительных веществ, когда клетчатка подвергается окончательному разложению. По сравнению с торфом бурый уголь имеет более высокое содержание углерода, меньше кислорода и летучих и обладает большей плотностью и пониженной влажностью. Бурые угли образовались из торфа, покрытого сверху кровлей из осадочных пород в результате воздействия высоких температур и давлений. Большое влияние на процессы преобразования торфа оказали характер и состав кровли. При кислой проницаемой кровле образовались бурые угли, а при щелочной плотной кровле процесс разложения приводил к образованию каменных углей. Преобразование торфа протекало в сторону обогащения вещества углеродом, этот процесс называется гумификацией. Чем сильнее протекал процесс гумификации торфа, тем более зрелым получался из него бурый уголь и тем больше он по своему составу и свойствам приближался к каменному углю. Часть бурых углей произошла не из торфа, а из так называемого планктона, представляющего собой подводную растительность, которая в результате гнилостного брожения образует слизистую массу, называемую сапропель. Бурые угли, образовавшиеся в результате разложения торфов, называются гумусовыми в отличие от бурых углей, образовавшихся из планктона, которые называются

сапропелитовыми. Бурые угли гумусового происхождения подразделяются на: 1) лигниты, наиболее молодые угли, сохранившие микроструктуру древесины; 2) землистые бурые угли и 3) смолистые бурые угли, наиболее старые угли, по виду приближающиеся к каменным. Бурые угли сапропелитового происхождения имеют много разновидностей. Встречаются также бурые угли смешанного происхождения.

Состав и свойства бурых углей изменяются в зависимости от их «зрелости» в очень широких пределах, и поэтому бурые угли занимают промежуточное положение между торфом и каменным углем.

В общем бурые угли являются топливом невысокого качества и обычно характеризуются большим содержанием балластной части — золы и влаги, колеблющимся от 30 до 60%, хотя иногда встречаются и малозольные бурые угли, что связано с условиями их образования. Калорийный эквивалент бурых углей составляет всего лишь 0,4—0,6. Бурые угли непрочны и легко превращаются в мелочь. Они не выносят длительного хранения и дальних перевозок из-за разрушения и большой склонности к самовозгоранию.

Низкое качество бурых углей, особенно их высокая зольность и влажность и малая теплотворность, ограничивает их применение для отопления металлургических печей. Их применяют в металлургии пока в основном как сырье для получения генераторного газа или для отопления низкотемпературных печей. Весьма большое значение имеют бурые угли как местное энергетическое топливо, а также как сырье для химической промышленности. Крупнейшие районные тепловые электростанции обычно строят на базе буроугольных месторождений.

СССР располагает большими запасами бурых углей самого разнообразного качества. Наибольшее значение в добыче бурых углей в СССР имеют в настоящее время следующие угольные бассейны: Подмосковский, Челябинский и Серовский на Урале; Канско-Ачинский в Восточной Сибири; Азейское месторождение Иркутского бассейна; Тавричанский бассейн на Дальнем Востоке; Экибастузское месторождение в Казахстане и др. Кроме того, в результате геологических работ последних лет найдены новые крупные месторождения бурых углей в Восточной Сибири и Средней Азии.

Каменный уголь существенно отличается от бурого, представляя продукт еще более полного разложения и карбонизации исходного вещества, в результате чего содержание углерода достигает в рабочем топливе 70—80%, а содержание кислорода снижено до 6—10%. Каменный уголь более плотен и менее гигроскопичен по сравнению с бурым и обычно содержит меньшее количество летучих веществ. Каменный уголь менее подвержен выветриванию и самовозгоранию, особенно отличаются этим так называемые тощие угли.

По внешнему виду различают блестящие, матовые, сажистые и полосчатые каменные угли. Вид и свойства каменных углей зависят от соотношения различных петрографических составляющих: витрена, дюрена, фюзена и кларена. В и т р е н — блестящая стекловидная масса, содержащая 84,7—85,5% С и характеризующаяся средней спекаемостью и малой зольностью (0,9—1,5%). Д ю р е н — матовое вещество, состоящее из основной массы и вкрапленных включений, содержащее 85,9—86,9% С и обладающее высокой спекаемостью при нагревании и повышенной зольностью (6,3—12,3%). Ф ю з е н очень похож на древесный уголь, порист, мягок и мажется. Содержание углерода в нем 73,5—90,5%, а золы 13,8—15,6%. При нагревании не спекается. К л а р е н — полублестящая масса, занимающая среднее положение между витреном и дюреном. Блестящие угли состоят преимущественно из дюрена, сажистые — из фюзена, полосчатые — из смеси витрена и дюрена. Большое многообразие каменных углей по происхождению, составу, виду и свойствам затрудняет составление единой классификации. В настоящее время в СССР применяют маркировку каменных углей, составленную применительно к каменным углям Донецкого бассейна (табл. 18).

Т а б л и ц а 18

Классификация по маркам и группам каменных углей и антрацитов Донецкого бассейна (ГОСТ 8180—59)

Наименование и условное обозначение марки угля	Условное обозначение группы угля	Выход летучих Л ^Г , %	Толщина пластического слоя, у, мм	Характеристика нелетучего остатка
Длиннопламенный (Д)	—	≥37	—	Порошкообразный, слипшийся, слабоспекшийся
Газовый (Г)	Г6	≥35	6—15	—
	Г16	≥35	16—25	—
Жирный (Ж)	Ж13	27 ÷ < 35	13—20	—
	Ж21	27 ÷ < 35	≥21	—
Коксовый (К)	КЖ	18 ÷ < 27	≥21	—
	К14	18 ÷ < 27	14—20	—
Отощенный-спекающийся (ОС)	ОС6	14 ÷ 22	6—13	Спекшийся без порошка
	ОС	14 ÷ 22	6	
Тощий (Т)	—	9 ÷ 17	—	Порошкообразный, слипшийся, слабоспекшийся
Полуантрацит (ПА)	—	< 9	—	—
Антрацит (А)	—	< 9	—	—

В маркировке углей других месторождений используют наименования и обозначения приведенной классификации.

При составлении классификации по маркам исходят из выхода летучих веществ, характеристики нелетучего остатка угля, а также из толщины пластического слоя *y*. Последняя величина является мерилем спекающей способности угля. Величину *y* измеряют при помощи иглы — пластомера.

Каменные угли по этой классификации характеризуются постепенным увеличением их «зрелости», что определяется ростом содержания углерода и уменьшением содержания водорода и кислорода в горючей массе, а также уменьшением выхода летучих. Так, для Донбасса длиннопламенные угли марки Д имеют 76% C^r и более 37% L^r , а тощие угли марки Т характеризуются 90% C^r и менее 17% L^r .

Наименование марки угля связано с его свойствами и направлением использования. Так, например, длиннопламенные угли (марка Д) характеризуются наибольшим выходом летучих, в связи с чем при сжигании они дают длинное пламя. Противоположны им по составу и выходу летучих тощие угли (марка Т). Промежуточные угли со средним выходом летучих называют жирными (Ж), коксовыми (К) и отощенно-спекающимися (ОС).

Для отопления металлургических печей наибольшее значение имеют угли марок Д и Г для сжигания их в виде угольной пыли и марок К, Ж и ОС для получения из них металлургического кокса. Для коксования используют те каменные угли, которые при нагревании без доступа воздуха спекаются, образуя прочную пористую массу—к о к с. Спекаемость углей зависит от их петрографического состава и особенно от содержания в них дюрена и витрена. При выборе углей для коксования ограничивается содержание в них серы и золы в зависимости от сорта и назначения производимого из них кокса.

Основные эксплуатируемые месторождения каменных углей в СССР в настоящее время — угольные бассейны: Донецкий, Кузнецкий, Карагандинский, Кизеловский и Печорский. Наиболее старый и изученный — Донецкий бассейн, располагающий всеми разновидностями каменных углей и снабжающий каменным углем большую часть европейской территории СССР. Кузнецкий бассейн по-настоящему начали эксплуатировать после Октябрьской революции и сейчас он является основным поставщиком каменного угля для восточной части СССР. Преобладающий тип углей в Кузбассе — газовые угли.

Карагандинский бассейн — третья угольная база СССР, снабжающая топливом Казахстан, Южный Урал и среднеазиатскую часть СССР. Угли Карагандинского бассейна относятся к маркам К, Ж, ОС и характеризуются повышенной зольностью, достигающей 10—25%, что требует их предварительного обогащения.

Кизеловский бассейн снабжает топливом промышленность Урала и дает возможность производить кокс с повышенными зольностью и содержанием серы.

Печорский угольный бассейн располагает весьма большими запасами углей, превышающими запасы Донбасса, в нем имеются и качественные коксующиеся угли. Этот бассейн снабжает топливом северо-западную часть СССР. За последние годы в Восточной Сибири обнаружены новые мощные месторождения каменных углей, обеспечивающие надежную топливную базу для развития большой металлургии в Восточной Сибири.

А н т р а ц и т занимает последнее место в возрастном ряду естественного твердого топлива. В нем наиболее полно прошли процессы минерализации, и поэтому содержание углерода в рабочем топливе достигает 84—90%, а выход летучих всего лишь 3—7%. Антрацит характеризуется блеском, черным цветом, большой плотностью и малой гигроскопичностью. Он может долго сохраняться без изменений и разрушений и без опасности самовозгорания. Калорийный коэффициент для антрацита колеблется от 0,87 до 0,93. Антрацит может служить частичным заменителем кокса в шахтных печах цветной металлургии, а также перерабатываться на газообразное топливо для металлургических печей.

При термической обработке донецких антрацитов при температуре от 800 до 1200° С получается термоантрацит, служащий топливом для вагранок.

Г о р ю ч и е с л а н ц ы — одна из разновидностей бурых углей сапропелитового происхождения. Сланцы представляют смесь продуктов разложения сапропеля с вмещающими минеральными породами. Сланцы характеризуются высоким содержанием золы, доходящим до 40—70%, и низким содержанием углерода (19—30% С^p). Органическая масса сланцев содержит до 80% летучих по отношению к горючей массе. Калорийный коэффициент сланцев 0,25—0,30. Прямое сжигание сланцев мало эффективно вследствие их высокой зольности. Наиболее рациональна переработка сланцев сухой перегонкой с получением нефтеподобной смолы и высококалорийного газа. При дальнейшей переработке смолы из нее можно получить бензин, керосин и моторное топливо. Зола, остающуюся после переработки сланцев, используют в строительном деле и химической промышленности. Для отопления металлургических печей можно использовать жидкие и газообразные продукты переработки сланцев. Крупные месторождения горючих сланцев находятся в Эстонской ССР, Ленинградской области и в Поволжье.

Д р е в е с н ы й у г о л ь получается сухой перегонкой дерева, называемой углежжением. Сухая перегонка осуществляется нагреванием древесины до 400—500° С с весьма ограниченным доступом воздуха. В результате углежжения получается следую-

щий выход основных продуктов, % от массы сухой древесины; 35 древесного угля; 7 древесной смолы; 43 подсмольной воды, 15 горючего газа. Все получающиеся при углежжении продукты имеют большую ценность и используются в промышленности. Подсмольную воду, представляющую собой водный раствор уксусной кислоты, метилового спирта, ацетона и других продуктов, и древесную смолу перерабатывают на уксусную кислоту, соли, скипидар, деготь и т. п. Углежжение осуществляют в настоящее время в периодически действующих камерных печах или в непрерывно действующих туннельных печах. Старый способ углежжения в кучах теперь почти нигде не применяют.

Древесный уголь весьма гигроскопичен, и содержание влаги в нем обычно доходит до 10%, а при хранении на открытом воздухе влажность может возрасти до 40%. Преимущество древесного угля — отсутствие в нем серы и низкая зольность, что позволяет использовать его в процессах рафинирования и отливки чистых металлов.

В металлургии древесный уголь используют в качестве восстановителя, а также защитного покрытия при плавке и отливке металлов, в прошлом его применяли в качестве топлива для доменных печей.

Кокс получают сухой перегонкой коксующихся каменных углей, называемой процессом коксования. Для коксования каменный уголь нагревают до 1000—1100° С без доступа воздуха. При коксовании получается следующий примерный выход продуктов, % (по массе) от исходного каменного угля: 78 кокса; 15 коксовального газа; 3,5 каменноугольной смолы; 0,3 аммиака; 0,7 сырого бензола; 2,5 подсмольной воды. Получающиеся, кроме кокса, продукты коксования имеют весьма важное промышленное значение и служат сырьем для производства анилиновых красок, лаков, пластмасс, синтетического каучука, медикаментов, взрывчатки и др. Стоимость химических продуктов коксохимических заводов составляет не менее 40% от стоимости основного продукта — кокса. Весьма ценный продукт коксования — коксовальный газ, имеющий теплотворность около 4500 ккал/м³ и применяющийся для отопления высокотемпературных металлургических печей и коксовых печей.

Исходное сырье для коксования — каменные угли, и в первую очередь коксующиеся угли марок К и Ж. Вследствие ограниченности запасов коксующихся углей для коксования обычно применяется шихта, состоящая из смеси углей К и Ж с углями ОС, Г и даже частично с Т и Д, доля которых в шихте достигает в последнее время до 25—30%. В СССР успешно разрабатываются процессы коксования слабоспекающихся газовых и длиннопламенных углей, внедрение которых позволяет значительно расширить сырьевую базу для производства кокса. Шихту для коксования, составленную из смеси каменных углей различных марок,

тщательно перемешивают, измельчают до кусков 3 мм и увлажняют до 6—8%, после чего подготовленную шихту с помощью специальных вагонов загружают в коксовые батареи.

Коксовая батарея состоит из 45—77 рабочих камер *а* (рис. 102), имеющих форму параллелепипедов длиной 12—14 м, шириной 0,4 м и высотой 4 м, вмещающих одновременно до 15 т угля. При продолжительности коксования 15 ч производительность коксовой батареи составляет в среднем 500 тыс. т угля в год. Каждая рабочая камера *а* с обеих сторон обогревается горячими

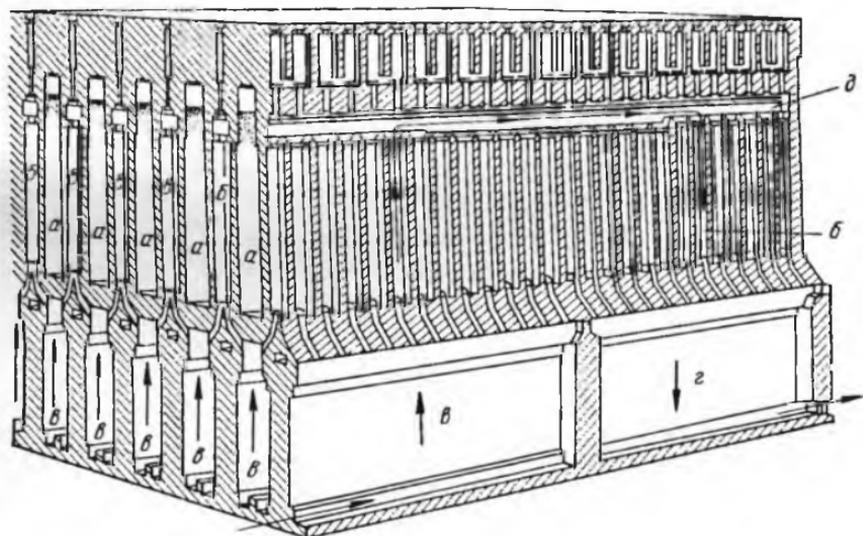


Рис. 102. Коксовая батарея

газами, циркулирующими по каналам *б*. Отапливаются коксовые батареи коксовым или доменным газом, причем на это расходуется до 50% получаемого в батарее коксового газа. Воздух и доменный газ перед сжиганием подогреваются в регенераторах *в*, расположенных в нижней части печей. Газ и воздух смешиваются после выхода из регенераторов и сгорают в вертикальных каналах *б*, поднимаясь по ним до сборных горизонтальных каналов *д*, по которым они опускаются далее в нагреваемые регенераторы *г*. Направление движения газов по каналам *д* периодически изменяется вследствие переключения групп регенераторов с нагрева на охлаждение. Газы и летучие, выделяющиеся при коксовании, удаляются из рабочих камер через газоотводящие каналы, сборные газоходы и направляются на очистку и улавливание, где из них получают очищенный коксовый газ, смола, аммиак и бензол. По окончании коксования выдается кокс: раскаленный коксовый слой горизонтально выталкивается специальным выталкивателем через торцовые дверцы. Вагоны, в которые попадает ра-

скаленный кокс, направляются в тушильные башни, где кокс тушится водяным дождем. Потушенный кокс проходит сортировку по крупности, где от него отделяется мелочь с кусками менее 5—10 мм.

Кокс, по сравнению с каменным углем, обладает повышенной механической прочностью и пористостью, высокой теплотворностью $Q_{\text{н}}^{\text{п}} = 6600$ ккал/кг, высокой калориметрической температурой горения 2200°C и высокой температурой воспламенения 700°C . Эти качества кокса делают его основным видом топлива для шахтных печей: доменных, ватержакетных и литейных вагранок. Коксовую мелочь — коксик применяют для различных восстановительных процессов. В зависимости от применения различают кокс металлургический (доменный) с пористостью 45—50% и литейный с пористостью до 42%. По установленным стандартам, металлургический кокс из углей Донецкого бассейна должен иметь следующие показатели: $<5\%$ $\omega^{\text{п}}$; $<10\%$ $A^{\text{с}}$; $<2\%$ $S_{\text{оо}}^{\text{с}}$; крупность не менее 25 мм. Для кокса восточных районов принято содержание $<5 \div 12\%$ $\omega^{\text{п}}$; $<11 \div 13\%$ $A^{\text{с}}$; $<0,5 \div 0,7\%$ $S_{\text{оо}}^{\text{с}}$. Литейный кокс должен содержать: $<4\%$ $\omega^{\text{п}}$; $<11 \div 12\%$ $A^{\text{с}}$; $<0,6—1,4\%$ $S_{\text{оо}}^{\text{с}}$; размер кусков не менее 40 мм. Для шахтных печей цветной металлургии, перерабатывающих сульфидные руды, содержание серы не ограничивается.

Механическую прочность кокса определяют во вращающемся закрытом барабане диаметром 1000 мм и длиной 1000 мм, на внутренней поверхности которого приварены по длине четыре уголка $100 \times 50 \times 10$. Пробу кокса с размером кусков +60 мм массой 50 кг загружают в барабан и вращают 4 мин со скоростью 25 об/мин. После этого выгруженный из барабана кокс подвергают ситовому анализу на ситах с отверстиями 40 и 10 мм. Прочность кокса характеризуется выходом классов +40 мм и —10 мм, выраженным в процентах. Эти показатели условно обозначают М40 и М10. Для металлургического и литейного кокса $M40 = 70 \div 80\%$ и $M10 = 8 \div 12\%$.

Мелочь из каменного или бурого угля, а также иногда из торфа или опилок прессуют в брикеты. Брикеты имеют форму плиток, шаров, эллипсоидов. Целью этого процесса окускования топливной мелочи, называемого брикетированием, является использование топливной мелочи и повышение устойчивости нестойких сортов топлива — бурых углей и торфа. Каменноугольную мелочь обычно брикетируют с добавлением связующего материала — пека, остатка от разгонки каменноугольной смолы, в количестве 5—8%. Смесь угля и пека нагревают до температуры размягчения пека $60—80^{\circ}\text{C}$ и прессуют под давлением 100—300 ат. Бурые угли перед брикетированием подсушивают до 12—18% влаги и прессуют без связки, но под высоким давлением — до 1200 ат. В металлургии брикеты могут применяться

для отопления шахтных печей, частично заменяя кокс. Применение рудо-угольных брикетов в шахтных печах позволяет значительно улучшить технологические и энергетические показатели работы печей, несмотря на невысокое качество исходного топлива и руды.

Угольная пыль готовится размалыванием каменных или бурых углей. Для отопления металлургических печей предпочитают каменные угли с повышенным содержанием летучих (не менее 20%) и ограниченным содержанием золы (не более 15%). Угли при пылеприготовлении измельчают до частиц размером порядка 0,05—0,07 мм. Готовая угольная пыль из каменного угля должна иметь влажность не более 0,5%.

Тонкоразмолотая и хорошо подсушенная угольная пыль при сжигании имеет следующие преимущества по сравнению с кусковым углем:

- 1) более интенсивное горение с минимальным избытком воздуха и высокой температурой;
- 2) возможность сжигания топлива прямо в рабочем пространстве печей, чем достигается более высокая температура в печах;
- 3) значительная степень черноты продуктов горения;
- 4) легкость регулирования и обслуживания процесса сжигания;
- 5) полнота сжигания топлива.

Недостатки угольной пыли: 1) склонность к самовозгоранию и взрывоопасность; 2) попадание золы топлива в продукты работы печи и на футеровку, чем вызывается загрязнение металлов и повышенный износ кладки печей.

Решающее значение для качества угольной пыли имеет тонкость помола, определяемая ситовым анализом — просевом пыли через набор сит. Для угольной пыли применяют сита, приведенные в табл. 19. Тонкость помола характеризуется остатком на том или ином номере сита R , %, после просева пробы угольной пыли. Размер отверстия сита указывают в подстрочном индексе. Например, R_{88} обозначает остаток на сите с отверстиями размером 88 мкм. В практике пылеприготовления обычно ограничиваются просевом угольной пыли через сита № 30 и № 70 с размерами отверстий 200 и 88 мкм. Для каменных углей характеристику тонкости пыли обычно дают по R_{88} , а для бурых углей — по R_{200} . Чем больше летучих содержится в исходном угле, тем легче воспламеняется и горит угольная пыль и тем более крупным может быть помол угля. Для отопления металлургических печей угольная пыль может готовиться с тониной помола, определяемой по формуле

$$R_{88} = 6 + 0,5L^f, \quad (175)$$

где L^f — выход летучих веществ от горячей массы исходного угля, %.

Характеристика сит для угольной пыли

Номер сетки	Число отверстий на 1 см ²	Сторона отверстий сита в свету, мм	Диаметр проволоки, мм	Номер сетки	Число отверстий на 1 см ²	Сторона отверстий сита в свету, мм	Диаметр проволоки, мм
4	16	1500	1000	20	400	300	200
5	25	1200	800	24	576	250	170
6	36	1020	650	30	900	200	130
8	64	750	500	40	1 600	150	100
10	100	600	400	50	2 500	120	80
11	121	540	370	60	3 600	102	65
12	144	490	340	70	4 900	88	55
14	196	430	280	80	6 400	75	50
16	256	385	240	100	10 000	60	40

Следовательно, для Донецкого угля марки Д, содержащего 43% L^r , тонина помола характеризуется $R_{88} = 27,5\%$, а для угля марки Т при 13% L^r получается $R_{88} = 12,5\%$, что указывает на необходимость более тонкого помола для углей с малым содержанием летучих.

Пыль готовят на специальных пылеприготовительных установках, которые могут быть центральными и индивидуальными. Центральные системы пылеприготовления готовят пыль для всех ее потребителей данного металлургического завода. Индивидуальные установки сооружают у каждого потребителя пыли — печи, котла, топки, они снабжают пылью только один агрегат. Для отопления металлургических печей предпочитают сооружать на заводе единую центральную пылеприготовительную фабрику, обслуживающую все печи данного завода.

Пыль готовят по следующей схеме. Исходный уголь дробят в дробилках до крупности 20—30 мм и подсушивают в барабанных сушилках для снижения влажности. После дробления и подсушки уголь поступает в мельницы, где тонко измельчается и пыль окончательно подсушивается. Обычно применяют мельницы сухого помола различных систем. Для каменных углей обычно применяют шаровые барабанные мельницы типа ШБМ производительностью от 2 до 50 т/ч. Для бурых углей, торфа и сланца рекомендуется применять шахтные мельницы типа ШМ производительностью от 2 до 50 т/ч. Уголь в мельницах сушат воздухом или газозвушной смесью при температуре 300—400° С. Вдуваемый в мельницу воздух подхватывает угольную пыль и выносит ее в воздушный сепаратор, где готовая тонкоизмельченная пыль отделяется от крупных, недоизмельченных частиц угля, которые возвращаются на доизмельчение в мельницу.

Готовую пыль в виде аэросмеси направляют из сепаратора в циклоны, где угольная пыль отделяется от воздуха и собирается в бункера. Угольная пыль из бункеров пылеприготовительной фабрики в виде аэросмеси передается к расходным бункерам печей пневмотранспортом по трубам при помощи специальных насосов.

5. Жидкое топливо

Естественное жидкое топливо представлено единственной его разновидностью — нефтью. Искусственное жидкое топливо имеет много разновидностей, наиболее важные из которых — продукты переработки нефти — бензин, керосин, моторное топливо; мазут; продукты переработки твердого топлива — смолы и моторное топливо; коллоидальное топливо; синтетическое жидкое топливо.

Сравнительная характеристика разновидностей жидкого топлива дана в табл. 20.

Жидкое топливо имеет следующие преимущества по сравнению с твердым: высокую теплотворность ($Q_n^p = 8500 \div 10000$ ккал/кг), низкую зольность ($A^p = 0 \div 0,3\%$); простоту сжигания; возможность транспортировки перекачкой по трубам; пригодность для сжигания в двигателях внутреннего сгорания.

Нефть представляет природную жидкую смесь углеводородов трех групп: парафиновых C_nH_{2n+2} ; нафтеновых C_nH_{2n} и бензольных C_nH_{2n-6} . Содержание этих углеводородов в нефтях различных месторождений неодинаковое, вследствие чего нефти отличаются по фракционному составу и плотности, которая колеблется от 0,7 до 1,0. Кроме углеводородов, в состав нефти входят смолы и асфальтены. При постепенном нагревании природной нефти от 40 до 360° С она разлагается с отгонкой легких фракций: бензина, лигроина, керосина и газойля, а в качестве тяжелого остатка получается мазут. Происхождение нефти окончательно еще не выяснено. Существует несколько теорий, объясняющих образование нефти: теории минерального, растительного, животного и смешанного происхождения. По последней теории нефть образовалась из сапропеля, подвергнувшегося особым изменениям, отличным от процессов образования углей. СССР обладает мощными месторождениями нефти, полностью обеспечивающими потребности страны в жидком топливе. Основные нефтяные месторождения СССР: 1) Волго-Уральский нефтяной район, включающий огромную территорию между Волгой и Уралом (Татарская, Удмуртская и Башкирская АССР, Пермская область, Среднее Поволжье и др.); 2) Кавказские месторождения и Крым (Азербайджанская ССР, Северный Кавказ, Краснодарский край и др.).

Кроме этих двух основных районов, нефть добывают в Западном Казахстане (р. Эмба), в Узбекской и Киргизской ССР, в Западной Украине, на Сахалине и др. Новыми мощными нефтедо-

Характеристика жидкого топлива по средним показателям

Виды топлива	Состав рабочего топлива, % (по массе)						Температура воспламенения, °C	Q _D ^H , ккал/кг	t _к , °C	L _{теор} ^H , м ³ /кг	V _г ^H , м ³ /кг
	СР	НР	О ^Р +N ^Р	S ^Р	A ^Р	ш ^Р					
<i>Естественное</i>											
Нефть	85	12	0,9	0,1—4,0	0,2	1	360	9 800	2100	10,9	11,6
<i>Искусственное</i>											
Бензин	85	14,9	0,05	0,05	0	0	410	10 450	1900	11,6	12,4
Керосин	86	13,7	0,1	0,2	0	0	270	10 260	1900	11,4	12,2
Моторное топливо	85,1	12,5	0,45	0,4	0,05	1,5	500	9 880	2000	10,7	11,4
Мазут малосернистый	85,3	10,2	0,7	0,5	0,3	3,0	550	9 310	2090	10,0	10,9
Мазут сернистый	82,5	10,6	0,5	3,1	0,3	3,0	550	9 280	2050	10,2	11,1
Смола каменноугольная от коксования	84,5	6,6	1,9	1	1	5	—	8 500	2040	11,5	10,5
Смола буроугольная от полукоксования	80,0	10,3	2,8	1	1	5	—	8 900	2000	12,1	10,6
Смола или масло сланцевое	79,0	9,8	4,7	0,5	1	5	—	8 700	2000	11,9	10,9

бывающими районами СССР станут в ближайшее время Прикаспийская и Западно-Сибирская низменности.

Употребление сырой нефти в качестве топлива нецелесообразно, так как из нее могут быть получены весьма ценные продукты — бензин, керосин и т. д. По этой причине в СССР почти вся добываемая нефть поступает в переработку с выделением из нее ценных продуктов.

Нефть перерабатывают прямой фракционной перегонкой, а также крекингом. При прямой фракционной перегонке нефть нагревают при атмосферном давлении до различных температур, при которых вначале отгоняются светлые продукты в количестве 25—30%. При температуре 40—200° С отгоняются бензины плотностью 0,71—0,76; при температуре 100—240° С — лигроин плотностью 0,77—0,79; при температуре 200—320° С — керосин плотностью 0,80—0,83. Последний продукт перегонки — газойль, удаляющийся при температуре 230—360° С и имеющий плотность 0,84—0,88. Остаток от перегонки — мазут 0,91—0,99. Его используют как топливо или подвергают дальнейшей переработке на вакуумной перегонной установке с целью получения дистиллятов смазочных масел и остатка в виде гудрона.

Из гудрона на специальной установке получают асфальт.

Если по своему составу нефть дает низкий выход светлых продуктов и неудовлетворительное качество смазочных масел, то прямую фракционную перегонку ограничивают отгоном светлых продуктов, а оставшиеся газойль и мазут подвергают крекингу. Крекинг представляет собой процесс расщепления тяжелых углеводородов с образованием легких углеводородов светлых продуктов, протекающий при высоком абсолютном давлении 12—60 ат и температуре 500—700° С. Крекинг газойля и мазута позволяет получить из нефти дополнительное количество бензина, газа и тяжелого остатка, используемого как топливо (крекинг-мазут). Сырую нефть также можно перерабатывать на легкие дистилляты гидрогенизацией. Бензин, лигроин и керосин являются легким моторным топливом и используются для двигателей внутреннего сгорания в авиации, автотранспорте, для тракторов и т. п.

Газойль, или дизельное горючее, солярое масло, моторное топливо являются тяжелым моторным топливом и используются в дизельных двигателях, установленных на тракторах, тепловозах, судах, электростанциях и т. п.

Мазуты в зависимости от содержания в них серы делятся на малосернистые — до 0,5% S, и сернистые — до 3,5% S. В СССР имеются мазуты нескольких марок, причем наиболее высокими качествами обладают мазуты, характеризующиеся минимальными вязкостью, зольностью, влажностью и содержанием серы. Условная вязкость мазутов измеряется величиной отношения времени

истечения из вискозиметра 200 см^3 испытываемого топлива при стационарной температуре ко времени истечения такого же объема дистиллированной воды при 20°C . Мазуты имеют условную вязкость при 80°C лучших марок от 2,5 до 6,0, а низких марок — от 13 до 13,5. Зольность мазутов колеблется в пределах 0,1—0,3%, влажность от 1 до 4%, удельный вес 0,91—0,99. Качество мазутов характеризуется также температурой вспышки, при которой пары топлива с воздухом, соприкасаясь с пламенем, дают короткую вспышку. Температура вспышки для мазутов лежит в пределах 90 — 125°C . Для транспортировки и сжигания мазутов большое значение имеет температура, при которой они теряют свою подвижность и застывают. Температура застывания мазутов тем выше, чем больше в них содержание парафина, и колеблется в пределах от -8 до $+42^\circ \text{C}$.

Мазут — очень хорошее топливо, его обычно применяют для отопления тех металлургических печей, которые требуют для своей работы высококачественного топлива. К этим печам в первую очередь, относятся высокотемпературные плавильные рафинировочные печи, выдающие металлы в готовом виде: сталь, медь, никель, олово, цинк и др.

Искусственное жидкое топливо может получаться также и из твердого топлива коксованием, полукоксованием или гидрированием, что позволяет увеличить ресурсы жидкого топлива.

Полукоксование состоит в сухой перегонке бурых или каменных углей при температуре около 500°C , в результате чего получают смола, горючий газ и твердый непрочный остаток — полукокк. Полукокк для шахтных печей не применяют и используют как энергетическое топливо. Смолы могут употребляться прямо как жидкое топливо или из них вырабатывается легкое и тяжелое моторное топливо, а остаток используется вместо мазута.

Гидрирование бурого или каменного угля заключается в обработке водородом при температуре 500°C и давлении 300 — 700 ат в присутствии катализаторов, в результате чего получается маслянистая жидкость, дальнейшая переработка которой дает моторное топливо. Гидрированием углей можно получить выход из них жидких продуктов, достигающий 60—65% по отношению к органической массе, а остальные 35—40% перевести в высококалорийный газ.

Коллоидальное топливо изготовляют смешиванием порошка твердого топлива с мазутом или смолой. Для обеспечения устойчивого состояния этой суспензии и предотвращения выпадения из нее твердых частиц добавляют фиксаторы, которыми могут служить различные смолы. Коллоидальное топливо имеет теплотворность 8000 — 9000 ккал/кг и может применяться как заменитель мазута.

Синтетическое жидкое топливо, в первую очередь бензин, в больших масштабах стало производиться в период второй мировой войны. Смесь газов, содержащих в основном СО и Н₂ (например, водяной газ) нагревают при атмосферном давлении в присутствии никелевого и кобальтового катализаторов и активирующих добавок. В результате синтеза образуются углеводороды преимущественно бензиновой группы.

6. Газообразное топливо

Естественным газообразным топливом является природный или естественный газ. Искусственное газообразное топливо получается из твердого или жидкого топлива и имеет большое число разновидностей, к важнейшим из которых относятся газы: коксовый, полукоксый, светильный, нефтяной, генераторный, доменный, подземной газификации и др.

Сравнительная характеристика разновидностей газообразного топлива приведена в табл. 21. Горючие газы делятся на две категории: 1) высококалорийные с теплотворностью более 3000 ккал/м³ — естественный, коксовый и полукоксый, светильный, нефтяной; 2) низкокалорийные с теплотворностью менее 3000 ккал/м³ — генераторный, доменный, подземной газификации. Для отопления металлургических печей наибольшее значение имеют естественный, коксовый, генераторный и доменный газы. Остальные чаще используют для бытовых и энергетических нужд, а также в виде сырья для химической промышленности.

Газообразное топливо обладает по сравнению с твердым и жидким топливом рядом преимуществ, к которым относятся: 1) простота и отличная регулируемость процесса сжигания при малом избытке воздуха и полном сгорании; 2) возможность высокотемпературного подогрева топлива и воздуха перед сжиганием; 3) возможность транспортировки на большие расстояния по трубам; 4) малое содержание минеральной пыли; 5) возможность получения из низкосортного твердого топлива.

Естественный природный газ представляет природную газообразную смесь углеводородов с преимущественным содержанием метана СН₄. Высокая калорийность, большие природные запасы, легкость добычи и транспортировки, меньшие капитальные и эксплуатационные затраты на добычу, возможность сжигания без образования сажи и золы делают естественный газ одним из важнейших видов топлива для топливного баланса СССР.

Естественный газ в природе имеет две разновидности: 1) природный газ, добываемый из чисто газовых месторождений; 2) попутный газ, который встречается в виде спутника нефтяных месторождений.

Газовые месторождения СССР расположены в Западной Украине (Дашава), Центральной Украине (Шебелинка), Поволжье (Сара-

Характеристика газообразного топлива по средним показателям

Виды топлива	Состав сухого газа, % (объемн).								Плотность ρ , кг/м ³	Температура воспламенения, °С	Q_p^H , ккал/кг	$t_{кр}$, °С	$L_{теор}$, м ³ /м ³	$V_{г}$, м ³ /м ³	
	CO	H ₂	CH ₄	C _m H _n	H ₂ S	CO ₂	O ₂	N ₂							
<i>Естественное</i>															
Природный газ	0,6	2	93	0,4	0,2	0,3	0,5	3	0,76	530	8 120	2050	9,5	10,5	
Полупный газ	—	—	54	33,6	—	0,4	—	12	1,1	—	11 200	2040	12,3	13,7	
<i>Искусственное</i>															
Коксовый газ	6,8	57,5	22,5	1,9	0,4	2,3	0,8	7,8	0,48	300	3 920	2070	4,1	4,9	
Полукоксовый газ из бурого угля	7,8	9,2	28	3,5	—	50	—	1,7	—	—	3 720	—	—	—	
Светлый газ из каменного угля	8	51	32	4	—	2	—	3	0,52	600	5 000	2000	5,1	5,8	
Газ пиролиза нефти	0,8	14,0	41	43	—	0,5	—	0,2	0,996	—	11 330	—	12,0	13,3	
Генераторный воздушный газ	33,4	0,9	0,5	—	0,4	0,6	—	64,2	—	530	11 00	1630	0,9	1,7	
Генераторный водяной газ	40	50	0,5	—	—	4,5	—	5,0	0,72	530	2 550	2200	2,2	2,7	
Генераторный смешанный газ	26,5	13,5	2,3	0,3	0,3	5,0	0,2	51,9	1,12	530	1 400	1740	1,25	2,08	
Доменный газ	28	2,7	0,3	—	0,3	10,5	—	58,5	1,29	530	900	1450	1,1	1,96	
Колошниковый газ вагет-жакетных печей	11	—	—	—	—	14	0,5	74,5	1,3	—	330	800	0,25	1,15	
Газ подземной газификации	10	14,5	1,8	—	0,6	9,5	—	63,6	1,15	—	860	1260	0,8	1,7	
Сланцевый газ	10,1	22,5	14,4	5,1	—	17,2	0,9	29,8	—	—	2 930	—	—	—	

тов и Куйбышев), Предкавказье (Ставрополь и Краснодарский край), Азербайджане (Кардаг), Западном Узбекистане (Газли), Северном Урале (Березово), Восточной Сибири и др. Кроме чисто газовых месторождений, естественный газ в большом количестве имеется во всех нефтяных месторождениях. Партия и прави-

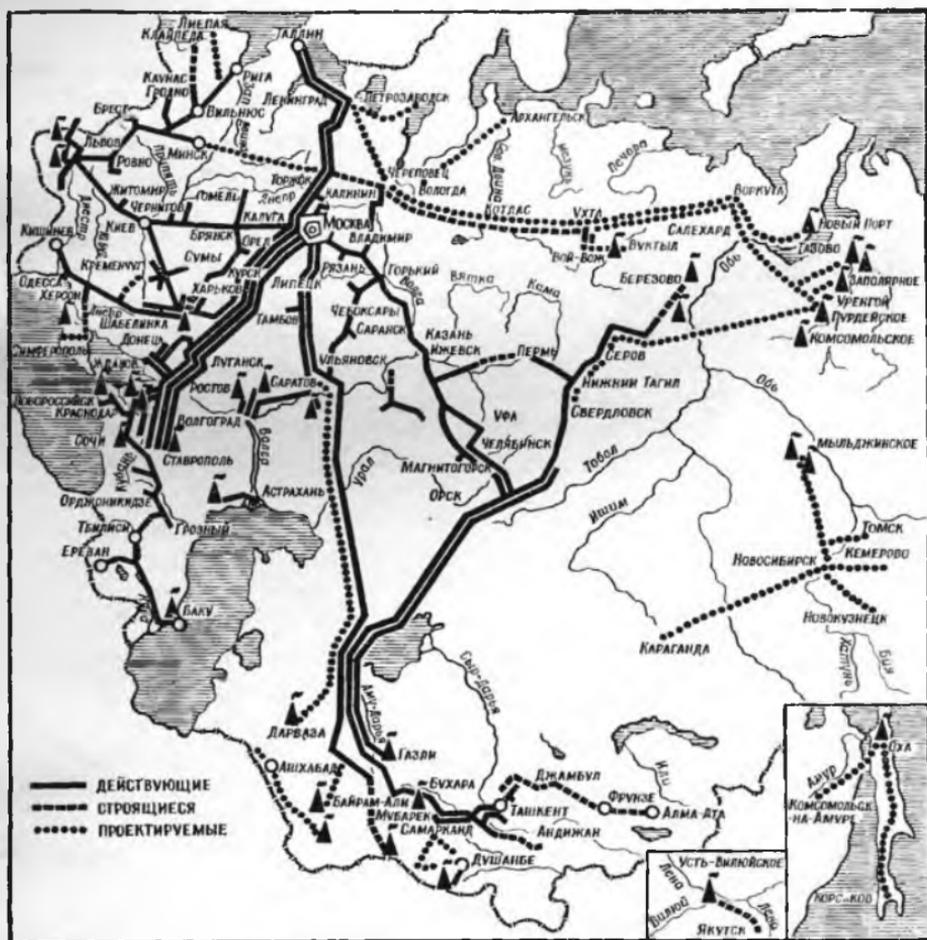


Рис. 103. Схема газопроводов СССР

тельство поставили задачу к 1970 г. довести годовую добычу естественного газа в СССР до 250 млрд. m^3 . Для транспортировки этой массы газа к потребителям сооружают большое число мощных газопроводов по схеме, показанной на рис. 103. Снабжение естественным газом промышленных центров СССР позволит перевести на газовое отопление многие металлургические предприятия.

Коксовый (коксовальный) газ получается как попутный продукт при коксовании каменных углей. Обладая теплотворностью около $4000 \text{ ккал}/m^3$, коксовый газ представляет

отличное топливо для металлургических печей. Вследствие расположения коксовых батарей прямо на территории металлургических заводов коксовый газ после очистки и отделения от него химических продуктов используют для отопления печей данного завода — мартеновских, нагревательных, рафинировочных и др. На заводах черной металлургии коксовый газ обычно смешивается с более бедным доменным газом, получающимся попутно при работе доменных печей. Коксовый и доменный газы являются важнейшим топливом для заводов черной металлургии.

Полукоксовый и светлый газы, представляющие собой продукты полукоксования бурых или каменных углей, обычно относятся к категории высококалорийных газов с $Q_H^p = 3600 \div 5000$ ккал/м³. Эти газы используются в основном для бытовых нужд в городах и поселках и относятся поэтому к категории городского газа.

Нефтяной газ получается из нефти или продуктов ее переработки и имеет две разновидности: пиролизный нефтяной газ и крекинг-газ. Газ пиролиза нефти — основной продукт термохимической переработки нефтепродуктов, осуществляемой нагревом их до температуры 650—750° С при атмосферном давлении.

Крекинг-газ получается при всех способах крекинга нефтепродуктов. Обе разновидности нефтяного газа представляют весьма высококачественное газообразное топливо с теплотворностью 10 000—15 000 ккал/м³, пригодное для отопления любой высокотемпературной печи. Особый интерес представляют нефтяные газы как восстановители различных материалов и, в частности, расплавов.

Генераторный газ получают при газификации различных видов твердого топлива продувкой разогретого слоя топлива воздухом, водяным паром или паро-воздушной смесью. При газификации топлива вся его горячая масса полностью превращается в газообразное топливо, а остаток представляет только золу. Этим газификация существенно отличается от процессов сухой перегонки твердого топлива — коксования и полукоксования, при которых в газы переходят только летучие топлива, а основная часть углерода образует твердый горючий остаток — кокс или полукокс.

Газификация твердого топлива осуществляется в агрегатах непрерывного действия — газогенераторах, имеющих большое число разновидностей.

Газогенераторы классифицируют: 1) по виду получаемого газа — газогенераторы воздушного, водяного и смешанного газа; 2) по характеру слоя топлива — газогенераторы с плотным, кипящим и взвешенным слоем; 3) по давлению — газогенераторы атмосферного и высокого давления; 4) по степени механизации —

газогенераторы механизированные, полумеханизированные и немеханизированные; 5) по направлению движения газов — газогенераторы противоточные и прямоточные; 6) по типу шахты —

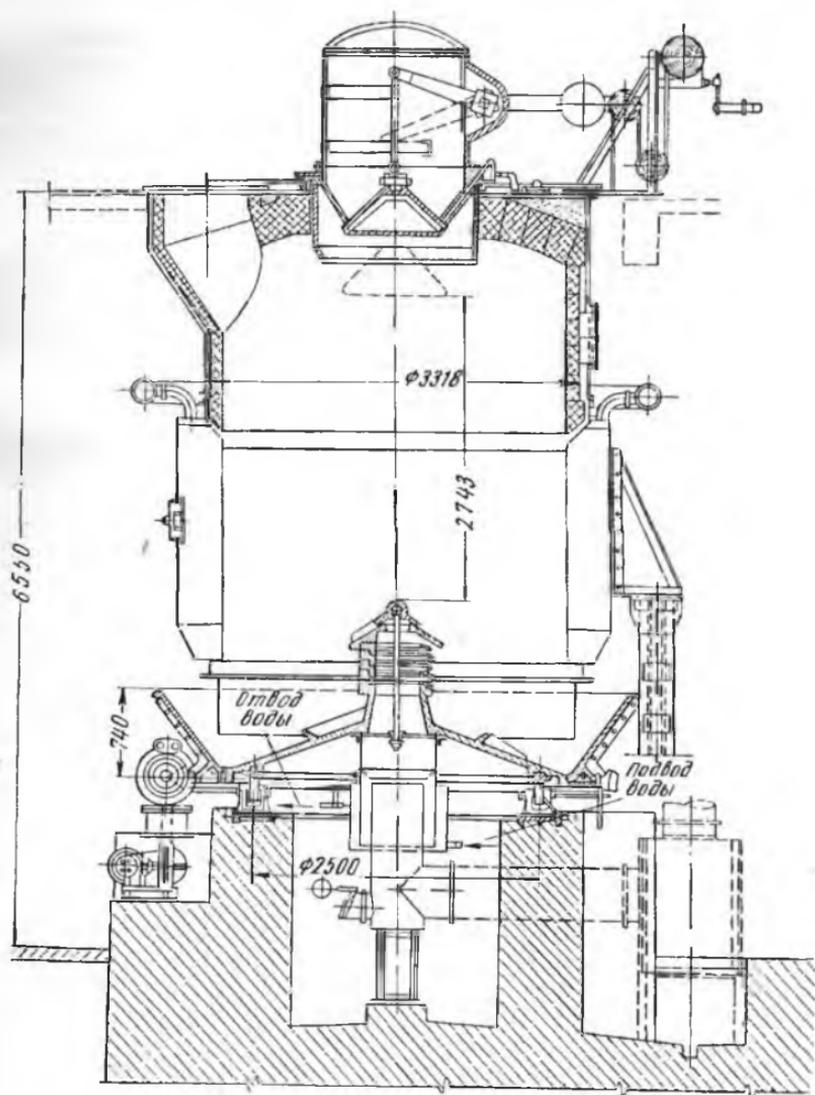


Рис. 104. Полумеханизированный газогенератор

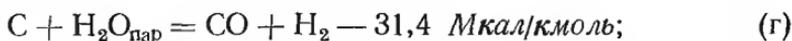
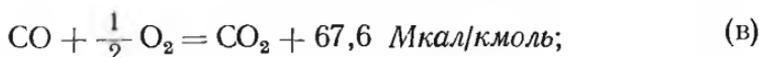
газогенераторы с простой и со швельшахтой и т. д. На рис. 104 показана конструкция полумеханизированного генератора для получения смешанного газа с плотным слоем топлива, заполняющим всю шахту. Генератор работает при атмосферном давлении и имеет противоточное движение газов и топлива. Это генератор с простой шахтой. В нем механизирован только процесс золоуда-

ления, который осуществляется вращением поддона и колосниковой решетки. В механизированных газогенераторах, кроме золоудаления, механизмируются также процессы загрузки и рыхления слоя топлива. Газогенератор, представленный на рис. 104, имеет шахту, в верхней части футерованную огнеупорным материалом, а в нижней части состоящую из паро-воздушной рубашки, которая исключает налипание шлаков к внутренней поверхности шахты и дает возможность получать пар для паро-воздушного дутья. Дутье подают в газогенератор снизу под колосниковую решетку через центральную трубу и гидравлический затвор. Топливо загружают сверху через герметизированный затвор с двумя конусами, а генераторный газ отводят через газоотводящий патрубок. Неподвижная шахта газогенератора и вращающийся поддон и решетка соединены при помощи гидравлического затвора, роль которого выполняет вода, заполняющая поддон. Для топлив с высокой влажностью (дрова, торф, бурый уголь) применяют газогенераторы с развитой по высоте шахтой, верхняя, более узкая часть которой называется швельшахтой. Общая высота слоя топлива в этих газогенераторах достигает 7 м по сравнению с 1—3 м в генераторах с простой шахтой.

Производительность газогенераторов обычно измеряется количеством переработанного угля на единицу площади сечения шахты в единицу времени, так называемой интенсивностью G в $г \cdot м^2 \cdot ч$ и в $кг/(м^2 \cdot ч)$. Для промышленных газогенераторов с плотным слоем топлива и диаметром шахты от 1 до 4 м интенсивность газификации составляет: для каменных углей 150—400 $кг/(м^2 \cdot ч)$; для дров, торфа и бурых углей 250—600 $кг/(м^2 \cdot ч)$. Интенсивность газификации значительно повышается при переходе на кипящий слой или на дутье, обогащенное кислородом, и может достигать при этом 1000—1500 $кг/(м^2 \cdot ч)$.

Сущность процесса газификации твердого топлива заключается в следующем. Топливо, загруженное в газогенератор, проходит по мере опускания в шахте следующие последовательные стадии газификации. Вначале оно подсушивается, а затем подвергается сухой перегонке с выделением летучих веществ, переходящих в состав генераторного газа и улучшающих его свойства. Опускаясь еще ниже, топливо попадает в зону восстановления, в которой углерод топлива восстанавливает содержащиеся во встречном потоке газов углекислоту и пары воды до окиси углерода и водорода. При дальнейшем опускании топлива не израсходованный в зоне восстановления углерод попадает в кислородную зону или зону горения, где остатки углерода сгорают за счет кислорода дутья и образуют углекислоту и окись углерода, уходящие с газовым потоком в верхние слои. Оставшаяся от газификации топлива зола опускается в зону шлака, где она накапливается и постепенно удаляется из газогенератора в твердом или

жидком виде. Процесс газификации описывается следующими основными химическими реакциями:



Первые три реакции идут с выделением тепла, последние две — со значительным его поглощением.

Если в газогенератор подается чисто воздушное дутье, то процесс газификации представляется реакциями (а, б, в, д). Конечным итогом этих реакций является превращение всего углерода в газообразные продукты — CO_2 и CO . Наилучшим результатом газификации в этих условиях будет воздушный газ, не содержащий CO_2 . Теоретическое содержание CO в таком газе определяют по реакции (б), в которой на 1 объем кислорода образуются 2 объема CO . Так как в воздушном дутье на 1 объем кислорода приходится примерно 3,8 объема азота, то максимальное содержание CO в воздушном газе составит

$$\frac{2}{3,8 + 2} \cdot 100 \approx 35\%.$$

Воздушный газ имеет низкую теплотворность в пределах 1000—1100 ккал/м³, а процесс его получения создает затруднения в работе газогенераторов вследствие высокой температуры, развивающейся в рабочем пространстве газогенераторов.

Если в газогенератор подается чисто паровое дутье, то процесс газификации представляется реакцией (г). В этом случае полученный водяной газ будет состоять из смеси CO и H_2 , содержащей до 50% (объемн.) каждого из них. Водяной газ имеет высокую теплотворность 2500 ккал/м³, но вследствие эндотермичности реакции (г) он может получаться только при подводе тепла в газогенератор. На практике это обычно осуществляется периодической работой газогенератора на воздухе и на водяном паре. За период воздушного дутья слой топлива сильно разогревается, после чего дается паровое дутье, позволяющее в течение определенного отрезка времени получать водяной газ. Слой топлива при этом охлаждается, и для его разогрева приходится вновь переводить газогенератор на воздушное дутье и т. д. Периодичность процесса получения водяного газа — крупный его недостаток, повышающий стоимость газа. Водяной газ в настоящее

время применяют как сырье для различных производственных синтезов (гидрирование топлива, синтетическое жидкое топливо, производство жиров и т. п.).

Если в газогенератор подавать смесь воздуха и пара, то можно избежать периодичности процесса, присущего водяному газу, и получить смешанный газ значительно лучшего качества, чем воздушный. Количество вводимого в дутье пара может при этом достигать 0,5 кг на 1 кг газифицируемого углерода. Процесс газификации при паро-воздушном дутье описывается всеми пятью приведенными химическими реакциями. Смешанный или паро-воздушный газ состоит в основном из смеси CO, H₂ и N₂ и по теплотворности занимает промежуточное место между воздушным и водяным газами.

Смешанный генераторный газ — наиболее широко распространенный вид генераторного газа, применяемого для отопления металлургических печей.

Обогащение воздуха кислородом позволяет резко улучшить качество смешанного газа и при газификации при атмосферном давлении довести теплотворность до 2200 ккал/м³. Особенно большой эффект дает паро-кислородное дутье при газификации под высоким давлением, в результате которой развиваются реакции образования метана. Метан, содержащийся в смешанном газе, резко повышает теплотворность газа, что позволяет получать высококалорийные газы из низкосортного твердого топлива. Кроме улучшения качества газа, паро-кислородное дутье и повышенное давление ускоряют процесс газификации и позволяют получать интенсивность газификации до 1000 кг/(м²·ч).

Генераторный газ, выходящий из газоотводящего патрубка газогенераторов, имеет температуру от 200 до 600° С и содержит в себе летучие смолы, пары воды и пыль. Для улучшения качества генераторного газа и использования ценных составляющих рекомендуется его охлаждать и очищать, для чего имеются специальные газоочистные устройства. Комплекс сооружений для получения и очистки генераторного газа носит название газогенераторной станции. В настоящее время потребность металлургических заводов в газовом топливе все больше и больше покрывается природным газом, вследствие чего генераторный газ постепенно утрачивает свое значение.

Газ подземной газификации получается при проведении процесса газификации без добычи угля, прямо в угольных месторождениях. В настоящее время в Донбассе и Подмосковном бассейне работают опытно-промышленные станции подземной газификации, снабжающие газом ряд предприятий. Получаемый при подземной газификации газ имеет небольшую теплотворность 900 ккал/м³, но возможность избавления от трудоемкого процесса добычи угля делает подземную газификацию весьма перспективной.

Доменный и колошниковый газы являются побочными продуктами доменных печей и печей цветной металлургии, ведущих восстановительную плавку рудного сырья и полупродуктов. Эти газы, хотя и отличаются небольшой теплотворностью (доменный 900 ккал/м³, колошниковый 300—600 ккал/м³), но с успехом могут использоваться на металлургических заводах для отопления печей, сушилок и энергетических установок, особенно в комбинациях с более калорийным топливом.

7. Элементы теории горения

Горением называется быстрое окисление топлива, при котором в единицу времени выделяется значительное количество тепла, обеспечивающее высокую температуру процесса.

Горение топлива представляет весьма сложное явление, слагающееся из совокупности одновременно протекающих физических и химических процессов, к которым в первую очередь относятся: 1) измельчение топлива; 2) нагрев топлива до температуры воспламенения; 3) термическое разложение и частичная газификация составляющих топлива; 4) смешение топлива с воздухом; 5) окисление горючих составляющих топлива; 6) удаление продуктов горения; 7) теплообмен внутри зоны горения и с окружающей средой.

В зависимости от типа металлургических печей горение топлива осуществляется по трем основным разновидностям процесса сжигания, различаемым по характеру смесеобразовательных процессов и аэродинамической структуре потоков: 1) факельное горение; 2) вихревое горение; 3) слоевое горение.

Факельное горение осуществляется вдуванием смеси газообразного, жидкого или пылевидного топлива с воздухом в рабочее пространство печей, где эта смесь сгорает в ограниченной зоне, имеющей форму растянутого по длине факела. Этот процесс горения наиболее часто применяют в пламенных печах.

Вихревое горение применяют для смеси измельченного твердого топлива и воздуха, которая совершает вихреобразное движение по спирали в камере горения. Этот вид горения характерен для печей, обрабатывающих материалы во взвешенном состоянии, и для циклонных топок.

Слоеое горение получило распространение при сжигании кускового топлива в слое при продувании его воздухом, что характерно для шахтных печей, газогенераторов и топок для кускового топлива.

Термодинамика основных реакций горения и газификации топлива подвергалась многочисленным исследованиям, в результате которых были определены константы химического равновесия для этих реакций (табл. 22). Приведенные данные показывают, что реакции (1—4), имеющие большие величины констант

Значение логарифмов констант равновесия реакций горения
и газификации топлива

№ реакции	Реакция	Константы равновесия K	Логарифмы констант при температуре, К°			
			500	1000	1500	2000
1	$C + O_2 \rightleftharpoons CO_2$	$\frac{(CO_2)}{(O_2)}$	41,040	20,418	13,545	10,106
2	$2C + O_2 \rightleftharpoons 2CO$	$\frac{(CO)^2}{(O_2)}$	32,063	20,673	16,815	14,830
3	$2CO + O_2 \rightleftharpoons 2CO_2$	$\frac{(CO_2)^2}{(O_2)(CO)^2}$	50,017	20,163	10,275	5,382
4	$2H_2 + O_2 \rightleftharpoons 2H_2O$	$\frac{(H_2O)^2}{(H_2)^2(O_2)}$	46,643	20,003	11,305	6,932
5	$CO_2 + C \rightleftharpoons 2CO$	$\frac{(CO)^2}{(CO_2)}$	-8,977	0,255	3,270	4,724
6	$C + H_2O \rightleftharpoons CO + H_2$	$\frac{(CO)(H_2)}{(H_2O)}$	-6,790	0,335	2,755	3,954
7	$C + 2H_2O \rightleftharpoons CO_2 + 2H_2$	$\frac{(CO_2)(H_2)^2}{(H_2O)^2}$	-4,603	0,415	2,240	3,183
8	$CO_2 + H_2 \rightleftharpoons CO + H_2O$	$\frac{(CO)(H_2O)}{(CO_2)(H_2)}$	-2,31	0,20	0,40	0,62
9	$C + 2H_2 \rightleftharpoons CH_4$	$\frac{(CH_4)}{(H_2)^2}$	3,312	-0,982	-2,351	-2,918

равновесия, в интервале температур до 2000° К практически идут до конца с большими скоростями. Реакция (5) при температуре 500° К протекает преимущественно в обратном направлении, а в прямом направлении она развивается при температуре выше 1000° К. Это наблюдается также и для реакций (6—8). Реакция (9) идет в обратном направлении при температуре выше 1000° К. При температурах, значительно превышающих 2000° К, константы равновесия реакций (1—4) резко уменьшаются и реакции становятся обратимыми, что в конечном итоге приводит к частичной диссоциации CO₂ и H₂O. На ход реакций (2—7 и 9), идущих с изменением объема газов, существенно влияет изменение давления, при котором эти реакции протекают.

Кинетика реакций горения представлена разнообразными исследованиями, выполненными советскими и иностранными учеными. В результате этих исследований было установлено, что скорость реакций горения зависит от концентрации реагирующих

веществ, интенсивности газообмена, температуры, давления, поверхности соприкосновения топлива и воздуха, наличия катализаторов и т. д. Для гетерогенных реакций горения большую роль играет адсорбция кислорода на поверхности топлива и диффузия кислорода через газовую пленку (пограничный слой). Для протейших гомогенных процессов горения газообразного топлива при условии предварительного смешения газа и воздуха скорость реакции в зависимости от температуры и концентрации компонентов выражается уравнением Вант-Гоффа и Аррениуса. Для гомогенных процессов горения, протекающих без предварительного смешения компонентов, и для сложных гетерогенных процессов результирующая скорость реакции зависит от соотношения величины скорости химического взаимодействия $v_{кин}$ и от величины скорости диффузии $v_{диф}$ или скорости смешения для газовых смесей и в конечном итоге определяется меньшей из них. Если процессы горения протекают в условиях кинетической области, то их скорость повышается главным образом при увеличении температуры. Если процессы горения протекают в условиях диффузионной области, то их скорость повышается при увеличении скорости газов и уменьшении размера частиц топлива.

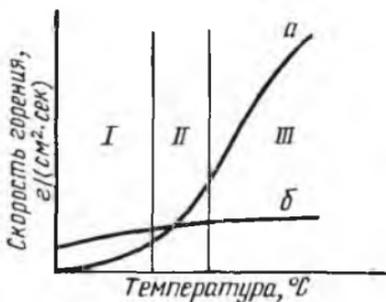


Рис. 105. Скорость горения топлива по кинетическим и диффузионным условиям:

I — кинетическая область; *II* — промежуточная область; *III* — диффузионная область; *a* — кривая, показывающая изменение скорости по кинетическим условиям; *б* — то же, по диффузионным условиям (по скорости смесеобразования)

Общая зависимость скорости реакции горения топлива от кинетических и диффузионных условий показана на рис. 105. При умеренных и низких температурах достигаемые в настоящее время скорости смесеобразования, зависящие от аэродинамических факторов, еще поспевают за скоростью химических реакций горения и не задерживают их протекание в кинетической области *I*. При переходе к нормальным температурам горения топлива скорость смесеобразования резко отстает от скорости химических реакций (диффузионная область *III*) и не в состоянии использовать потенциальные возможности кинетики химических процессов. В диффузионной области скорость горения практически теряет зависимость от температуры, явно выраженную для кинетической области. Изложенные положения о скорости гетерогенных реакций горения топлива хорошо подтверждаются результатом специальных экспериментов, например графиком зависимости скорости горения антрацитового кокса $K_S \cdot 10^6$ $g/(см² \cdot сек)$, от температуры и скорости воздуха (рис. 106). В кинетической области, лежащей в интервале температур от 400 до 850° С, скорость горения

быстро растет с повышением температуры и не зависит от скорости воздуха. При переходе в диффузионную область кривая скорости разветвляется на три ветви в зависимости от скорости потока воздуха, при этом наибольшая скорость реакции наблюдается при максимальной скорости воздушного потока.

Протекание процесса горения топлива в кинетической или диффузионной области реагирования в значительной степени определяется организацией процесса смешения топлива и воздуха. Чисто кинетическое горение наблюдается, например, для готовых газозвудушных смесей, чисто диффузионное горение — в процессах сжигания жидкого и твердого топлива, протекающих при высоких температурах, когда скорости химического взаимодействия очень велики и развитие процесса целиком определяется скоростью смесеобразования и газообмена. Многие промышленные процессы горения топлива в металлургических печах протекают преимущественно в диффузионной области, особенно при сжигании топлива в слое или в факеле.

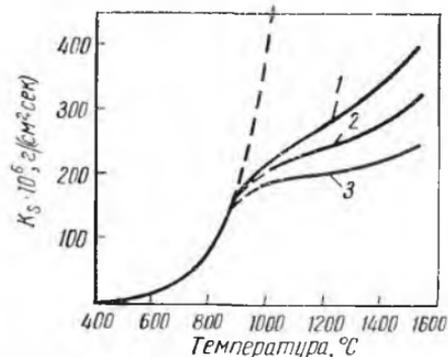


Рис. 106. Скорость реакции горения антрацитового кокса размером частиц 1,5 мм, скорость воздуха, м/сек: 1 — 1; 2 — 0,6; 3 — 0,27

наблюдается прямая их зависимость от аэродинамических смесеобразовательных процессов, в результате активизации которых может быть достигнута интенсификация процессов горения и уменьшен огромный разрыв между скоростями химических реакций и скоростями смесеобразования. Это положение теории горения топлива лежит в основе конструирования современных топливосжигающих устройств, главным назначением которых, как видно из изложенного, является совершенное и интенсивное смесеобразование.

Теория горения топлива возникла еще в конце прошлого столетия в виде тепловой теории горения, основные положения которой были сформулированы Молляром, Ле-Шателье и В. А. Михельсоном. В дальнейшем тепловая теория горения была значительно прокорректирована и дополнена Н. Н. Семеновым с сотрудниками. Недостатки чисто тепловой теории горения вызвали появление цепной теории горения, основные положения которой были сформулированы Н. Н. Семеновым.

Современная теория горения топлива базируется на выдержавших проверку временем наиболее достоверных положениях теп-

ловой и цепной теории горения; кроме того, в ней широко используется учение о диффузии и химической кинетике. По определению Г. Ф. Кнорре, современная теория горения топлива должна быть определена как диффузионно-кинетическая теория.

В основе тепловой теории при толковании процесса горения лежит тепловое состояние системы топливо — воздух. Воспламенение и горение топлива объясняются процессами выделения и передачи тепла. Температурой воспламенения топлива считается такая, при которой тепло, выделяющееся при окислении составляющих, равняется теплу, отдаваемому системой во внешнюю среду или превосходит его. Если изобразить графически (рис. 107) уравнение тепловыделения (кривая 1) и теплоотдачи (кривая 2) системы топливо—воздух в координатах тепло и температура, то минимальная температура воспламенения найдется по пересечению или по касанию кривых 1 и 2. В зоне подготовки топливо постепенно разогревается, но воспламениться не может, так как все выделяемое тепло в основном идет на покрытие теплоотдачи системы во внешнюю среду. В точке *a* приход тепла уравнивает отдачу тепла, в результате чего система приобретает способность к скачку в область воспламенения, который может произойти при подводе некоторого количества тепла извне, т. е. при зажигании или самовоспламенении. Так как тепловыделение в системе топливо—воздух является функцией от количества вещества, окислившегося в единицу времени, т. е. от скорости реакций окисления, то уравнение тепловыделения можно представить в форме уравнения химической кинетики, связывающего тепловыделение или скорость реакции с внутренними и внешними свойствами системы — концентрациями веществ, энергией активации, температурой, давлением и т. п. Для простейших гомогенных систем, например газовых смесей, это уравнение дано Вант-Гоффом и Аррениусом (10). Уравнение теплоотдачи системы топливо—воздух представляется в форме уравнения суммарной теплоотдачи (106), охватывающего все три способа передачи тепла. Вследствие многозначности уравнений тепловыделения и теплоотдачи для системы топливо—воздух кривые 1 и 2 на графике рис. 107 могут иметь самые различные формы и взаимное расположение в зависимости от свойств системы и условий, в которых

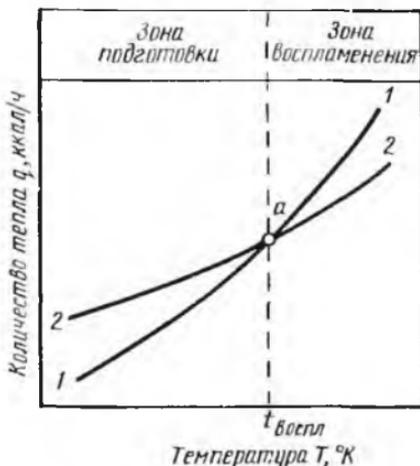


Рис. 107. Воспламенение топлива по тепловой теории

она находится. Если кривая теплоотдачи 2 будет располагаться выше кривой тепловыделения 1 или пересекать ее при очень низких температурах, то топливо в этих условиях не воспламенится. Если кривая 2 будет располагаться ниже кривой 1 и не будет с ней пересекаться, то топливо может воспламеняться в широком интервале температур на значительном протяжении кривой 1. Следовательно, температура воспламенения топлива не является физической или химической константой и может меняться в зависимости от теплового состояния системы топливо—воздух. Температура воспламенения характеризует только наступление момента перехода от

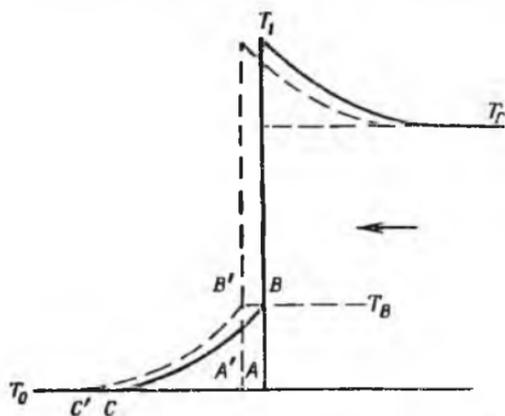


Рис. 108. Горение топлива по тепловой теории

медленного протекания реакций окисления к быстрому. Экспериментальные определения температуры воспламенения различных видов топлива подтверждают значительные колебания этой величины для одного и того же топлива в зависимости от условий эксперимента. В табл. 17, 20 и 21 даны самые низкие значения температуры воспламенения топлива, найденные экспериментальным путем.

Процесс горения топлива, возникший в результате местного воспламенения, распространяется в системе, согласно тепловой теории горения, передачей тепла теплопроводностью от зоны горения к еще не воспламенившейся части системы. Схема распространения горения в газо-воздушной смеси, по тепловой теории, показана на рис. 108. На этой схеме по вертикали отложены температуры, по горизонтали — движение фронта горения справа налево. Шпoшными линиями изображено тепловое состояние слоя за рассматриваемый отрезок времени для прилежащего слоя газо-воздушной смеси. В данный отрезок времени AB представляет поверхность горения смеси. Холодные слои газа слева нагреваются от температуры T_0 до температуры воспламенения T_B по кривой CB только в результате теплопроводности от горячих слоев газа, а химическая реакция при этом не протекает. По достижении T_B газовая смесь мгновенно реагирует, в результате чего ее температура поднимается до T_1 , которая определяется температурой горения T_T и нагреванием от T_0 до T_B :

$$T_1 = T_T + (T_B - T_0).$$

После сгорания слоя смеси температура понижается до T_T . В последующий отрезок времени процесс повторяется для оче-

редного слоя топлива $A'B'$, что изображается для него аналогичным пунктирным графиком и т. д. При сгорании газо-воздушной смеси график как бы передвигается с равномерной скоростью по направлению стрелки. Линейная скорость перемещения фронта горения смеси называется нормальной скоростью горения, или скоростью распространения пламени v_n , м/сек. Примем, что за время dt фронт пламени AB передвинулся на отрезок $AA' = dS$. Количество тепла, необходимое для нагрева элементарного слоя газа $AA'BB'$ от температуры T_0 до T_B при площади слоя, равной единице, будет

$$C(T_B - T_0) dS, \quad (a)$$

где C — средняя теплоемкость смеси.

Это количество тепла получается путем теплопроводности от газа, имеющего температуру T_1 , что выражается уравнением теплопроводности

$$k\lambda(T_1 - T_B) dt, \quad (б)$$

где k — постоянная, зависящая от других факторов;

λ — коэффициент теплопроводности смеси.

Приравнивая выражения (a) и (б), получим

$$v_n = \frac{dS}{dt} = \frac{k\lambda(T_1 - T_B)}{C(T_B - T_0)}.$$

Учитывая, что T_1 есть функция от T_B , а последняя величина есть функция теплотворности Q и что постоянная k является функцией T_B и T_0 , можно написать следующую общую формулу для v_n :

$$v_n = \frac{\lambda Q}{C(T_B - T_0)} f(T_B, T_0) \text{ м/сек.} \quad (176)$$

Нормальная скорость горения v_n имеет важное значение для сжигания топлива и, как показывает формула (176), она прямо пропорциональна теплотворности и теплопроводности смеси и обратно пропорциональна теплоемкости, т. е. она зависит от тепловых свойств газовой смеси. Если снижать концентрацию газа в смеси топливо—воздух, то значение Q падает и скорость v_n должна стремиться к нулю. При уменьшении диаметра сосуда, в котором горит смесь, теплоотдача во внешнюю среду увеличивается, величина T_0 уменьшается, что, как видно из формулы (176), также должно вызвать уменьшение v_n . Большое влияние на v_n оказывает избыток воздуха в газо-воздушной смеси. При недостатке или избытке воздуха снижается значение T_B и, следовательно, v_n должна также уменьшаться. Этим объясняется наличие для смесей газов и воздуха коэффициентов α и β в пределе распространения нормального горения.

Таким образом, тепловая теория горения, на основе которой выведена формула (176), позволяет сделать ряд важных качественных выводов о процессе горения и его нормальной скорости.

Для проверки тепловой теории горения и нахождения количественных зависимостей скорости горения было проведено большое число экспериментов, показавших, что во многих случаях чисто тепловая теория не может дать удовлетворительного объяснения закономерностям процесса горения. Были найдены концентрационные пределы воспламенения различных газовых смесей, за границами которых смеси не воспламеняются и скорость распространения пламени $v_{н} = 0$ (рис. 109). Для водорода и окиси углерода обнаружилась довольно обширная область воспламенения, в то время как для метана она очень узкая. Изменение концентрации кислорода в воздухе, температуры и давления газовых смесей изменяет концентрационные пределы их воспламенения. Расширение пределов обычно получается при повышении концентрации кислорода, увеличении температуры и понижении давления. Введение в газовые смеси инертных газов CO_2 , N_2 , Ar заметно снижает скорость пламени. Было также установлено, что одна и та же газовая смесь нормально горит в широких трубах, а в узких горение прекращается, в связи с чем появилось понятие о критическом диаметре пламени. Экспериментально най-

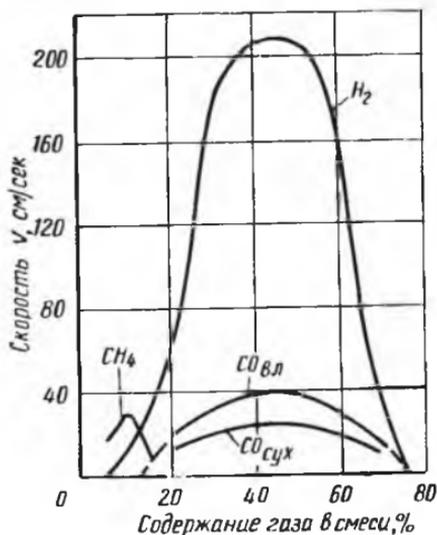


Рис. 109. Нормальная скорость горения смесей чистых газов с воздухом

денная величина скорости нормального горения $v_{н}$ лежит в пределах 20—2000 см/сек, т. е. имеет ограниченное значение. Эта величина никак не может объяснить мгновенные воспламенения больших масс газовых смесей, которые происходят при взрывах в шахтах или хлопках в печах и газоходах, где скорость пламени достигает ста метров в секунду. Тепловая теория не может объяснить снижения скорости нормального горения до нуля за концентрационными пределами смесей, а также влияния специальных химических тушителей пламени, добавляемых в минимальных количествах. Многие случаи воспламенения и так называемого холодного пламени совершенно не объяснимы с помощью тепловой теории горения. При всей плодотворности и научной ценности чисто тепловая теория горения оказалась неспособной охватить и объяснить всю сложность и многообразие процесса горения.

Цепная теория горения, не отрицая серьезного влияния, оказываемого на процесс горения тепловым состоянием системы топливо—воздух, объясняет процесс горения также кинетикой цепных реакций. Изучение основных реакций горения показало, что

действительный механизм этих реакций вовсе не соответствует тем простейшим химическим уравнениям, которыми они описываются. Например, реакция горения водорода, описываемая уравнением

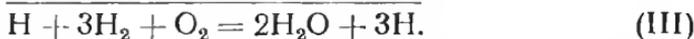
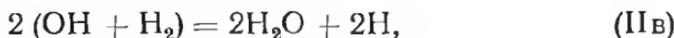


на самом деле протекает по разветвленной цепной схеме через промежуточные образования атомов водорода и кислорода и радикалов. Вначале образуется несколько атомов водорода:

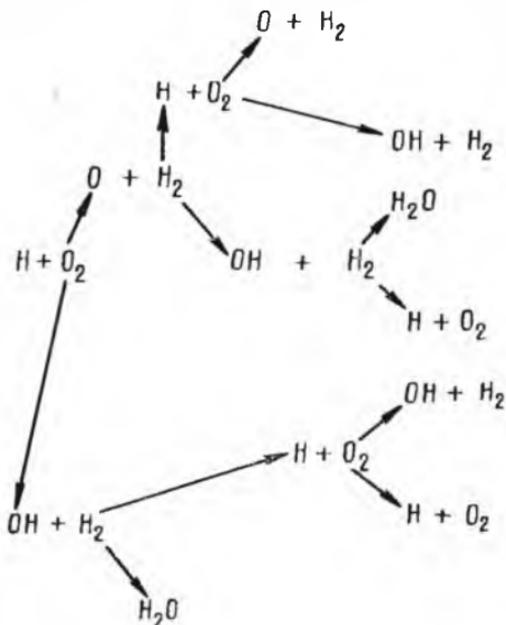


где M — любая частица, содействующая реакции.

Далее идет последовательная цепь реакций следующего типа:



Реакции (IIб) и (IIв) имеют энергию активации соответственно 6 и 10 *Мкал/моль*, в то время как реакция (IIа) имеет энергию активации 18 *Мкал/моль*. Поэтому реакция (IIа) протекает медленнее других и определяет суммарную скорость процесса. Атомы водорода являются основными активными центрами реакции. Результирующая реакция (III) показывает, что вступление в реакцию одного атома H вызывает появление трех новых атомов водорода, что и является разветвлением цепи, вызывающим за собой нарастающее лавинообразное развитие реакции горения водорода. Схему этого развития можно представить следующим образом:



Подтверждение этой схемы развития реакции горения водорода было получено экспериментально обнаружением атомарного кислорода, водорода и радикала и определением их концентраций, причем оказалось, что их концентрация значительно выше равновесных. Из этого нового, цепного характера реакции скорость ее находят по уравнению для определяющей реакции (IIa):

$$v = K C_H C_{O_2}, \quad (IV)$$

где C_H и C_{O_2} — концентрации атомарного водорода и молекулярного кислорода.

Если исходить из старого выражения реакции горения водорода по уравнению (I), то скорость этой реакции определяется по уравнению

$$v = K C_{H_2}^2 C_{O_2}. \quad (V)$$

Сопоставляя уравнения (IV) и (V), можно заключить, что скорость реакции по уравнению (V) должна падать по мере выгорания из смеси водорода, а по уравнению (IV) вследствие цепного характера реакции она должна возрасти в результате накопления атомарного водорода. Эксперименты подтверждают возрастание скорости реакции по мере ее протекания, что также свидетельствует о разветвленном цепном ходе реакции. Цепной характер имеют также реакции горения окиси углерода и углеводородов.

Цепная теория объясняет развитие процесса горения изменением концентрации активных центров реакций окисления. В соответствии с этим топливо воспламеняется при такой скорости цепной реакции, когда число возникающих цепей больше числа обрыва цепей или равно ему. Ниже температуры воспламенения обрыв цепей преобладает над разветвлением и реакция горения не идет. Система топливо—воздух воспламеняется путем нарастания активных центров до некоторого уровня, при котором и происходит воспламенение. Для многих реакций накопление активных центров связано с разогревом системы, но есть реакции, где значительного разогрева системы нет.

Таким образом, первопричина воспламенения и горения — цепной процесс, из которого во вторичном порядке может возникать и тепловой процесс. Цепная теория горения хорошо объясняет концентрационные пределы воспламенения смесей, индукционный период, предшествующий воспламенению систем, поведение химических тушителей пламени, критический диаметр пламени и многие другие явления, которые тепловая теория полностью объяснить не могла. В основе большинства объяснений цепной теории лежит главное положение о скорости зарождения и обрыва цепей.

Новейшие воззрения по теории горения строятся на всестороннем изучении процессов горения и использования закономерностей кинетики химических реакций, диффу-

зионных и теплообменных процессов, движения газов и частиц топлива. Отдельные положения тепловой и цепной теории горения в последнее время подверглись серьезной критике и уточнениям. В частности, предложена новая схема горения топлива взамен схемы по тепловой теории (см. рис. 108). Новая схема предполагает очень малую химическую толщину фронта пламени, индукционный период и плавное изменение температуры в зоне пламени.

В свете новых теоретических представлений горение газовой смеси, находящейся в трубке, можно объяснить с помощью рис. 110, на котором по оси абсцисс отложена длина трубки, а по оси ординат абсолютная температура смеси. Температура исходной газовой смеси составляет T_0 . При нагреве газа до температуры T_B вследствие теплоотдачи от прилежащего, более нагретого слоя происходит воспламенение, но до точки T'_B идет медленная химическая реакция, свойственная индукционному периоду. Быстрая химическая реакция протекает и заканчивается в очень короткой зоне реакции между температурами T'_B и T_B (химическая толщина пламени δ_p). Тепловая толщина фронта пламени значительно больше, она находится в пределах температур T_B и T'_B . Зона тепловой подготовки δ_n ограничивается температурами T_0 и T'_B . Эксперименты показывают, что газовая смесь горит не при температуре T_1 по тепловой теории (см. рис. 108), а при температуре, близкой к значению теоретической температуры горения T_r . Продукты реакции диффундируют в зону реакции, разбавляют газовую смесь и снижают температуру пламени.



Рис. 110. Горение топлива по современной теории

На основании изложенной концепции о механизме распространения пламени Н. Н. Семенов, Я. Б. Зельдович, Д. А. Франк-Каменецкий предложили формулу для определения v_n :

$$v_n = \sqrt{\frac{2\lambda Q \int_{T_0}^{T_r} \varphi dT}{C_p \rho_0^2 (T_r - T_0)^2}}, \quad (177)$$

где λ , C_p , ρ_0 — соответственно теплопроводность, теплоемкость и плотность газовой смеси;

Q — тепловой эффект реакции горения;

φ — скорость реакции горения;

T_r — теоретическая температура горения.

Формула (177) качественно хорошо объясняет большинство полученных экспериментальных закономерностей процесса горения: зависимость скорости горения от концентрации горючего газа, начальной температуры смеси T_0 , наличия инертных примесей, давления и физических постоянных смеси и др. Количественная проверка формулы для смеси окиси углерода и воздуха дала удовлетворительные результаты.

Изложенные выше положения теории горения и опытные данные относятся преимущественно к пламени, распространяющемуся в покоящейся среде или в газе, движущемся ламинарно.

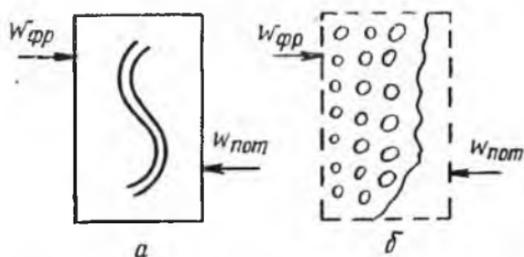


Рис. 111. Фронты горения однородной горючей смеси в турбулентном потоке:

$w_{фр}$ — скорость движения фронта пламени; $w_{пот}$ — скорость потока смеси

На практике обычно сжигают топливо в условиях турбулентного течения, в сильно завихренных потоках. Фронт пламени перестает существовать как непрерывная плоская (или конусообразная) поверхность и вследствие пульсаций скорости становится искривленным. В область продуктов сгорания врываються порции свежего топлива и догорают в них.

Скорость сгорания в турбулентном факеле зависит не только от физических и химических свойств смеси, но и от характеристик турбулентного потока — степени и масштаба турбулентности.

Вопрос о механизме распространения турбулентного пламени нельзя еще считать полностью решенным. Некоторые исследователи — Дамкелер, К. И. Щелкин и др. — исходят из представления о том, что фронт пламени остается сплошным, но из-за турбулентных пульсаций мгновенный фронт пламени имеет волнистый характер (рис. 111, а). По нормали к мгновенному фронту скорость распространения пламени остается такой же, как и при ламинарном потоке. Однако при этом действительная поверхность увеличивается и соответственно возрастает скорость распространения горения, если она определяется по средней скорости потока и сглаженной поверхности горения. По другой схеме (рис. 111, б) турбулентность приводит к тому, что отдельные моли загоревшегося топлива забрасываются в холодную еще смесь и, наоборот, моли несгоревшей смеси поступают в поток продуктов горения. Таким образом, фронт горения состоит из своеобразного слоя газовых частиц свежей горючей смеси, расчленяющихся и выгорающих. Исследованиями советских и иностранных ученых было показано, что в турбулентном потоке нормальная скорость распространения пламени v_T , м/сек, сильно зависит от характеристик турбулентности потока и заметно превышает нормальную ско-

рость распространения пламени в ламинарном потоке v_n . Был предложен ряд полуэмпирических формул для v_T , имеющих в общем следующий вид:

$$v_T = v_n + f(\epsilon, l), \quad (178)$$

где ϵ и l — соответственно степень и масштаб турбулентности.

В последнее время в связи с большой интенсификацией процессов сжигания топлива с минимальными избытками воздуха очень часто наблюдается горение с вибрацией различных частот — **в и б р а ц и о н н о е г о р е н и е**. Вибрационное горение воз-

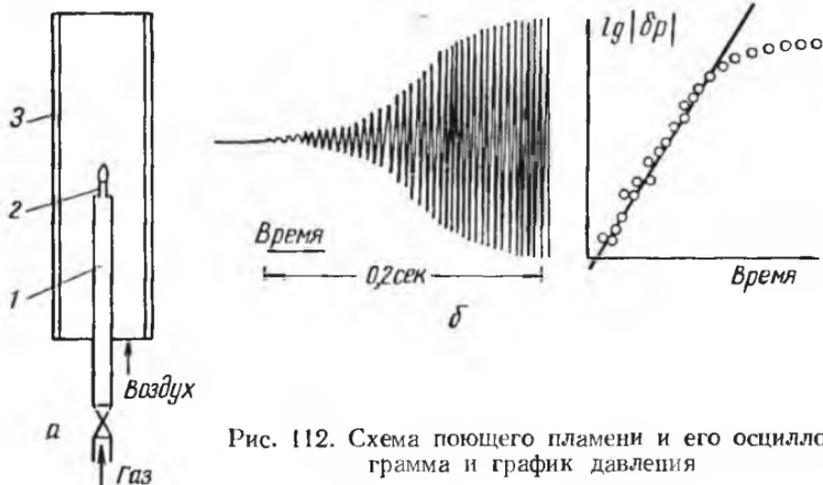


Рис. 112. Схема поющего пламени и его осциллограмма и график давления

можно при любом виде топлива. Частота колебаний составляет обычно от нескольких единиц до нескольких тысяч колебаний в секунду, причем возможно одновременное появление колебаний низкой и высокой частоты. Если топливосжигающая установка не рассчитана на вибрационный режим работы, то вибрации вредны, так как могут привести к механическим повреждениям, а также вызывают неприятный шум. В этом случае вибрации стараются подавлять. Однако в ряде случаев пульсации горения могут быть удачно использованы для интенсификации процесса горения и теплообмена.

В качестве примера приведем так называемое поющее пламя. Его схема представлена на рис. 112, а. По трубке 1 диаметром в несколько миллиметров, оканчивающейся коротким капилляром 2 диаметром около 1 мм, подается водород, который на конце капилляра горит небольшим диффузионным пламенем. Если это пламя поместить внутри широкой трубы 3 диаметром 30—50 мм и длиной порядка 1 м, то при некоторых условиях режим горения станет колебательным. Такое пламя издает музыкальный звук, за что оно и получило свое название. Стробоскопическое наблюдение или киносъемка показывают, что высота пламени при этом

периодически меняется и в определенные моменты оно почти исчезает.

Осциллограмма и график колебаний давления в трубе поющего пламени в специальном опыте, когда система мгновенно попала в условия, благоприятные для возбуждения, представлена на рис. 112, б. Как видно, колебания развиваются постепенно.

При попытке объяснить явление вибрационного горения некоторые авторы, имея в виду распространение пламени в трубах, основное внимание уделяют первому толчку, возникающему в момент воспламенения. Этот толчок, якобы, вызывает упругие колебания в газовой среде, что и воспринимается как вибрационное горение. Однако это не может объяснить многих существенных сторон явления, например того, что при поджигании у открытого конца вибрации начинаются не сразу, а через некоторое время, и что они развиваются постепенно, начиная от малых возмущений. Это тем более относится к стационарному пламени, где медленным изменением параметров можно подойти к области, в которой горение из внешне спокойного само переходит в вибрационное. Здесь мы имеем дело с самовозбуждением колебаний, с автоколебательным процессом. Его развитие можно представить себе следующим образом. Если скорость сгорания чувствительна к изменению внешних условий (давления, скорости газов, температуры, концентрации и т. п.) или подача горючего чувствительна к давлению в камере, то небольшие возмущения, всегда имеющиеся в потоке, несколько нарушают процесс горения. Эти нарушения, в свою очередь, сопровождаются новыми изменениями условий горения; например, в результате увеличения скорости сгорания возрастают температура и давление в зоне реакции, уменьшается концентрация исходных веществ и т. д. Если возникающие при этом возмущения складываются с начальными, то возможно их последовательное усиление, приводящее к нестационарному горению.

Как уже отмечалось, практика ставит задачи двух типов: подавление вибрационного горения там, где оно вредно, или, наоборот, развитие вибраций и поддержание их на постоянном уровне в случае, когда они полезны, например для интенсификации процесса горения и теплообмена.

Большие возможности таит в себе вибрационное горение и с точки зрения совершенствования технологии химического производства, поскольку при переменных режимах наблюдается существенное изменение процесса, позволяющее увеличить выход ценных продуктов. В этих случаях принимают меры, облегчающие развитие колебаний (например, камеру сгорания изготавливают в форме резонатора: широкая камера с длинной горловиной).

Для увеличения амплитуды пульсаций иногда ставят на подаче воздуха клапаны, препятствующие обратному выбросу газов при вспышке. Возможна также их замена более надежными, хотя и

менее эффективными, так называемыми аэродинамическими клапанами — устройствами, обеспечивающими различное сопротивление потоку при его движении в разных направлениях.

При борьбе с вибрационным горением можно соответствующим образом подбирать свойства трубопровода. Например, можно изменять положение горелки по длине трубы. Эта мера наиболее эффективна при коротких трубопроводах, когда речь идет о подавлении первой гармоники. В общем случае ее эффективность снижается, поскольку при этом могут возбуждаться другие гармоники, для которых положение пламени оказывается благоприятным.

Более радикальным может явиться воздействие на свойства зоны горения, в частности организация растянутого во времени горения. К хорошим результатам приводит также рассредоточенное горение, когда теплоподвод осуществляется в нескольких местах по длине трубы. При этом влияние зон, расположенных в разных участках стоячей волны, может взаимно компенсироваться.

При борьбе с неустойчивостью горения следует иметь в виду, что возмущения потока наиболее сильно воздействуют на пламя в зоне подготовки и стабилизации пламени. Поэтому надо в первую очередь обеспечить благоприятные условия для горения (избыток воздуха и т. п.) около стабилизатора. Полезно обеспечить устойчивое зажигание горючей смеси с помощью тепловой изоляции зоны горения или достаточно мощного дежурного факела.

Наконец, можно использовать поглотители акустической энергии в виде местных сопротивлений, но их установка обычно приводит к значительным потерям напора.

Электропроводность пламени и продуктов горения в последнее время привлекает к себе все большее внимание, особенно в связи с созданием магнетогидродинамических генераторов электроэнергии. При высоких температурах горения газы в некоторой степени ионизируются. В потоке газов появляются свободные электроны и ионы. Такой частично ионизированный газ — низкотемпературная плазма, становится электропроводящим, главным образом из-за присутствия свободных электронов. Ионы обладают большой массой, скорость их перемещения в электрическом поле невелика по отношению к скорости электронов, и поэтому роль ионов в проводимости плазмы ограничена. Для повышения в плазме числа свободных электронов и ионов используют добавки легкоионизирующихся веществ — щелочных металлов.

Значения электропроводности для пламени без ионизирующихся добавок очень низки — порядка 10^{-1} — 10^{-2} $ом^{-1} \cdot м^{-1}$. При использовании ионизирующихся добавок щелочных металлов проводимость пламени возрастает до двух порядков и более. Вследствие электропроводности пламени появляется возможность

прямого преобразования энергии топлива в электрическую энергию в магнетогидродинамических генераторах (МГД). Работа МГД-генератора на продуктах сгорания топлива протекает следующим образом (рис. 113).

В камере сгорания той или иной конструкции сжигается твердое, жидкое или газообразное топливо. Для получения наиболее высоких температур используют кислород или высокоподогретый воздух. Полученная плазма разгоняется в соплах до больших сверхзвуковых скоростей и поступает в канал МГД-генератора, где наведено сильное магнитное поле. При пересечении проводящей плазмой магнитных силовых линий в ней индуцируется, как

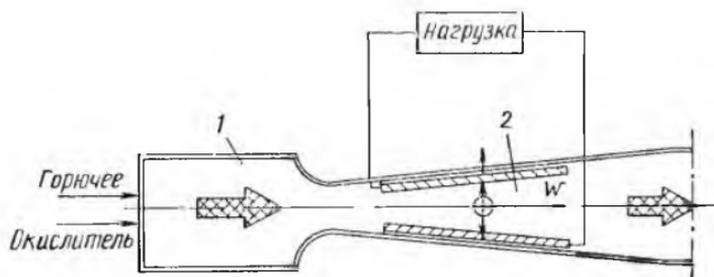


Рис. 113. Схема МГД-генератора на продуктах сгорания:
1 — камера горения; 2 — канал МГД-генератора

в обмотке обычного электрогенератора, электродвижущая сила. В случае замкнутой внешней электрической цепи начинает течь электрический ток. Вследствие малой проводимости плазмы для получения значительной силы тока необходимы весьма высокая скорость газов порядка 1000 м/сек и сильные магнитные поля с магнитной индукцией 10 кгс .

Рассмотрим теперь вкратце существо и механизм различных промышленных процессов сжигания углеродистого топлива.

Факельное горение — основной процесс для сжигания газообразного, жидкого и пылевидного топлива.

Наиболее простое — горение газообразного топлива, которое складывается из следующих процессов: 1) смешения газа и воздуха; 2) нагрева газо-воздушной смеси и ее воспламенения; 3) собственно горения (окисления) составляющих топлива. Струя газообразного топлива, истекающая из горелки, по мере ее продвижения в печи в чистом виде постепенно выклинивается и превращается в зоне 1 в смесь газа и воздуха (рис. 114). Полученная газо-воздушная смесь нагревается от прилегающей зоны горения 3 до температуры воспламенения и воспламеняется в зоне 2. В зоне 3 протекает активное горение, распространение пламени которого определяет контуры и длину факела l . Зона активного горения обычно несколько оторвана от устья горелки на величину a , на протяжении которой смесь прогревается до температуры воспламе-

нения. Конфигурация и длина факела в основном зависят от скорости истечения газа и воздуха и условий их перемешивания, т. е. от аэродинамических факторов. Чем интенсивнее перемешивают газ и воздух, тем обычно короче и горячее получается факел.

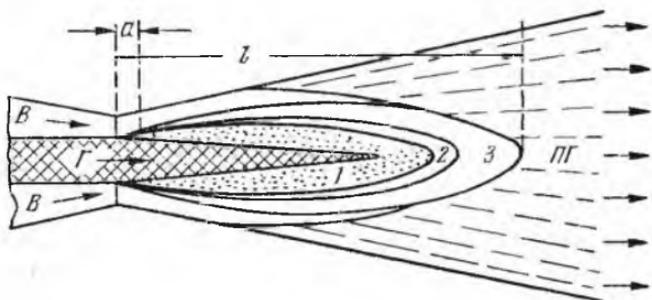


Рис. 114. Упрощенная схема факела горения газообразного топлива:

B — воздух; Γ — газ; ПГ — продукты горения

Если процесс смешения газа и воздуха осуществляется до горелки или в горелке, то можно получить очень короткий факел.

В зависимости от величины критерия Рейнольдса Re , вычисленного для движения газа в выходном сечении горелочного устрой-

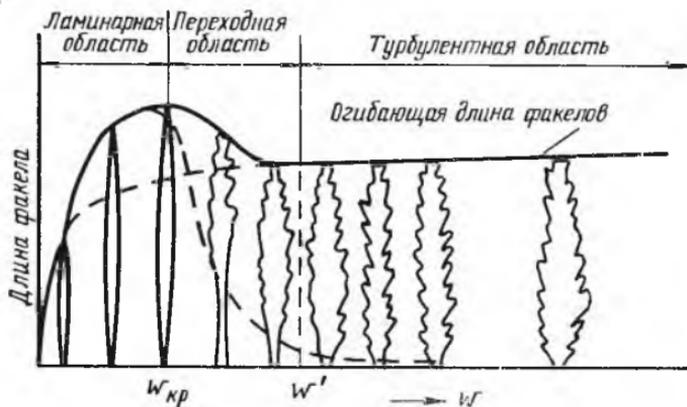


Рис. 115. Изменение длины газового факела при увеличении скорости истечения

ства, горящие газовые факелы могут быть ламинарными и турбулентными, хотя в промышленных печах обычно имеются турбулентные газовые факелы. Для уяснения динамики перехода ламинарного факела в турбулентный рассмотрим изменение длины вертикального газового факела при возрастании скорости в сопле (рис. 115). С ростом скорости истечения газа от нуля до ламинарной $w_{кр}$ длина факела сначала возрастает почти пропорционально скорости истечения и при любом значении скорости в этой области

факел имеет резко ограниченный контур и неизменную форму. При достижении $\omega_{кр}$ вершина пламени становится неустойчивой и начинает пульсировать. При дальнейшем возрастании скорости эта неустойчивость развивается и факел как бы складывается из двух частей — нижней ламинарной и верхней турбулентной, что хорошо видно из натуральных фотографий газовых факелов (рис. 116).

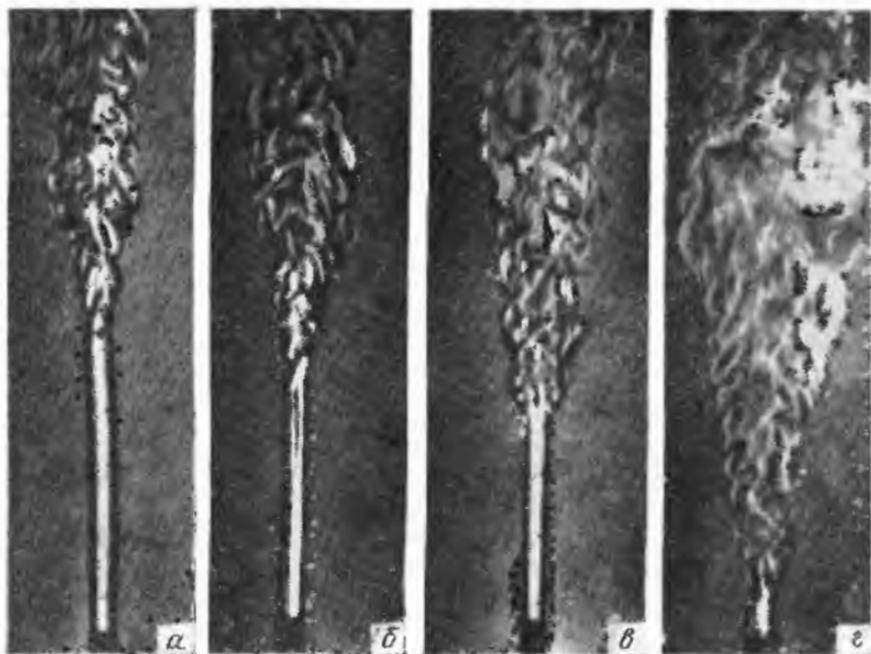


Рис. 116. Натурные фотографии горящих газовых факелов в переходной области от ламинарного к турбулентному. Скорость истечения возрастает от *а* до *г*

При еще большем увеличении скорости истечения длина факела начинает уменьшаться и граница раздела частей пламени перемещается от вершины к соплу (рис. 115 и 116). При некотором значении скорости ω' факел становится полностью турбулентным и дальнейшее увеличение скорости истечения вызывает противоположное явление — длина факела вновь начинает возрастать, но уже в значительно более медленном темпе, чем при ламинарном режиме. Исследования показывают, что значение Re , при котором начинается переход от ламинарного факела к турбулентному, зависит от природы горючего газа и диаметра сопла. При увеличении диаметра сопла переход к турбулентному факелу начинается при меньших значениях Re и кривая, характеризующая последовательное изменение длины факела при возрастании скорости в сопле (см. рис. 115), постепенно теряет максимум, переходя в плав-

ную кривую, показанную пунктиром. Хорошо развитый турбулентный газовый факел получается обычно при $Re \geq 8000 \div 10\,000$.

Длина газового факела l , м, может рассчитываться по приближенной эмпирической формуле Б. И. Китаева и П. В. Левченко, полученной ими в результате практических наблюдений над горящими факелами:

$$l = 0,0034 Q_{\text{н}}^{\text{п}} \omega^{0,34} d_0^{0,83} \text{ м}, \quad (179)$$

где $Q_{\text{н}}^{\text{п}}$ — теплотворность газа, ккал/м³;
 ω — скорость истечения газа из горелки, м/сек;
 d_0 — диаметр горелки, м.

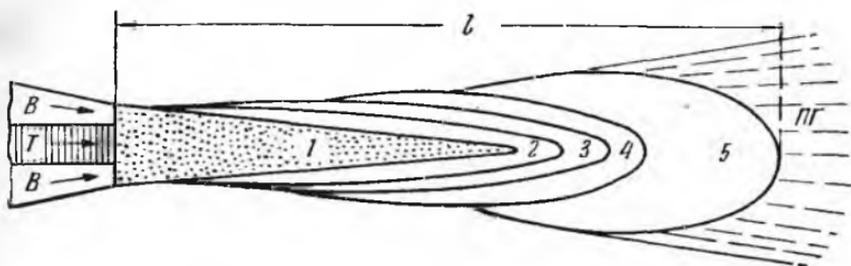


Рис. 117. Упрощенная схема факела горения жидкого и пылевидного топлива:

B — воздух; T — топливо; $ПГ$ — продукты горения

Как видно из формулы (179), длина факела возрастает при увеличении теплотворности газа, скорости истечения и диаметра газового сопла горелки. Самым эффективным фактором, определяющим длину факела, является диаметр газового сопла d_0 . Дробя поток газа или воздуха на множество мелких струй, можно значительно уменьшить длину факела. Тот же результат можно получить, если уменьшить диаметр сопла, увеличив скорость истечения газа, но для этого необходимо повысить давление газа. Длина факела значительно уменьшается при увеличении турбулентного перемешивания газа и воздуха, при повышении скорости воздуха, увеличении угла встречи газа и воздуха и при увеличении избытка воздуха. Все эти факторы используют при разработке конструкции газовых горелок.

Более сложно горение частичек жидкого и пылевидного твердого топлива, которое состоит из следующих процессов: 1) измельчения и смешения топлива и воздуха; 2) нагрева и частичной газификации топлива; 3) воспламенения и горения газообразных продуктов газификации; 4) нагрева и воспламенения жидких и твердых остатков от газификации; 5) горения жидких и твердых остатков.

Упрощенная схема факела горения для жидкого и пылевидного топлива приведена на рис. 117. Капельки жидкого топлива или

частицы пылевидного угля размером 0,05—0,07 мм вначале перемешиваются с воздухом в зоне 1. Для жидкого топлива перемешивание обычно совмещают с раздроблением сплошной струи жидкого топлива на мельчайшие капельки благодаря кинетической энергии сжатого воздуха, пара или давления самого топлива. Образовавшуюся топливную аэрозоль нагревают теплом прилежащих более горячих слоев факела, а также теплом печного пространства до температуры 300—600° С. При этой температуре возникают процессы сухой перегонки и газификации топлива, в результате которых образуется смесь горючих газов и воздуха в зоне 2. Эта горючая газо-воздушная смесь воспламеняется и сгорает в зоне 3. В результате горения газо-воздушной смеси оставшиеся после газификации твердые и жидкие частички топлива быстро нагреваются до температуры 600—800° С и воспламеняются в зоне 4. В дальнейшем в зоне 5 протекает преимущественно процесс горения жидких и твердых остатков топлива.

Процесс газификации топлива имеет весьма большое значение для процесса горения жидкого и пылевидного топлива, значительно облегчая и ускоряя его протекание. Бедный летучими уголь горит в пылеугольном факеле менее интенсивно, чем уголь, богатый летучими, и дает растянутый и более холодный факел. Для интенсивного горения с горячим коротким факелом необходимо иметь уголь с содержанием не менее 15—20% летучих. Остатки после газификации в факеле пылевидного и жидкого топлива представлены обычно коксиком, который сгорает по законам горения кускового топлива, несмотря на очень малые размеры частиц. Горение кускового топлива в значительной степени зависит от скорости диффузии кислорода и скорости удаления окислов углерода с поверхностного слоя частички, в котором собственно и происходит процесс горения. Если горение газообразных летучих протекает в очень малые промежутки времени, то горение коксика требует для своего завершения более значительного времени. При ограниченном пламенном пространстве печей и топок, малой интенсивности перемешивания частичек топлива и воздуха, низком качестве топлива, повышенной зольности догорание коксика может и не закончиться в печи. Это приводит к растяжению зоны горения за пределы печей в газоходную систему и может повлечь за собой неполное сгорание топлива.

Для возможно лучшего факельного горения жидкого топлива необходимо: 1) очень тонкое распыление частиц горючего до капель размером не выше 0,05—0,07 мм; 2) быстрое и тщательное смешение частиц топлива и воздуха с подводом к началу факела всего необходимого для горения воздуха; 3) интенсивное протекание стадии нагрева и газификации топлива, для чего необходима достаточно высокая температура в этой зоне; 4) интенсивное перемешивание топлива и воздуха по всей длине факела с помощью создаваемых завихрений.

Для хорошего факельного горения пылевидного угля необходимо: 1) высокое качество угольной пыли, характеризующееся высокой теплотворностью (не ниже 6000 ккал/кг), высоким содержанием летучих (не ниже 15—20%), малой зольностью (не выше 10%), малой влажностью (не выше 0,5%) и тонким помолом (не крупнее 0,05—0,07 мм); 2) интенсивное турбулентное перемешивание частичек топлива и воздуха по всей длине факела; 3) быстрый нагрев и газификация топливной аэрозоли.

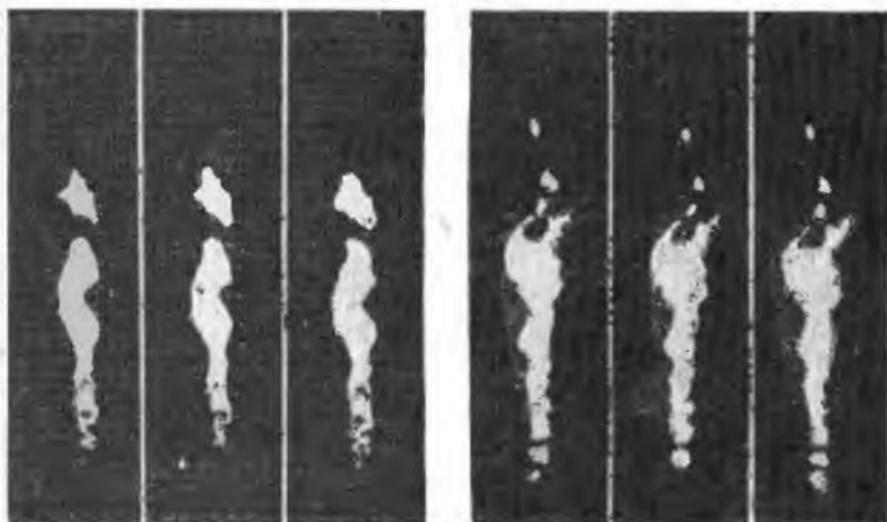


Рис. 118. Структура газового факела. Скорость съемки 3000 кадров в секунду. Скорость истечения газа 17,7 м/сек

Описанные выше упрощенные схемы факелов (см. рис. 114 и рис. 117) носят условный характер и, конечно, не отражают полностью всей сложности явлений, в действительности протекающих в горящем факеле. Выделенные зоны различных процессов в реальных факелах в значительной степени совпадают в пространстве и времени. Изучение структуры горящих факелов с помощью скоростной киносъемки, проведенное А. С. Телегиным и Б. И. Китаевым, показало, что даже наиболее простой газовый факел имеет сложные закономерности (рис. 118). В факеле наблюдаются газовые скопления и разрывы на отдельные куски, в которых горение происходит во всем объеме. Длина факела периодически изменяется с определенной частотой. Нормальная скорость распространения пламени не определяет процесс горения, так как наблюдается значительно большая величина скорости. Фотографирование факела горения жидкого распыленного топлива (рис. 119), произведенное В. Г. Тихомировым, показывает, что горение концентрируется около отдельных капель топлива и

сплошной фон пламени наблюдается только на рис. 119, а, на рис. 119, б сплошной фон факела отсутствует.

Экспериментальные исследования горения отдельных частиц угля и капель жидкого топлива показывают, что процесс горения состоит из нагрева частички, ее газификации, горения газо-воздушной смеси, образовавшейся около поверхности, и горения твердого коксового остатка, которым и завершается весь процесс.

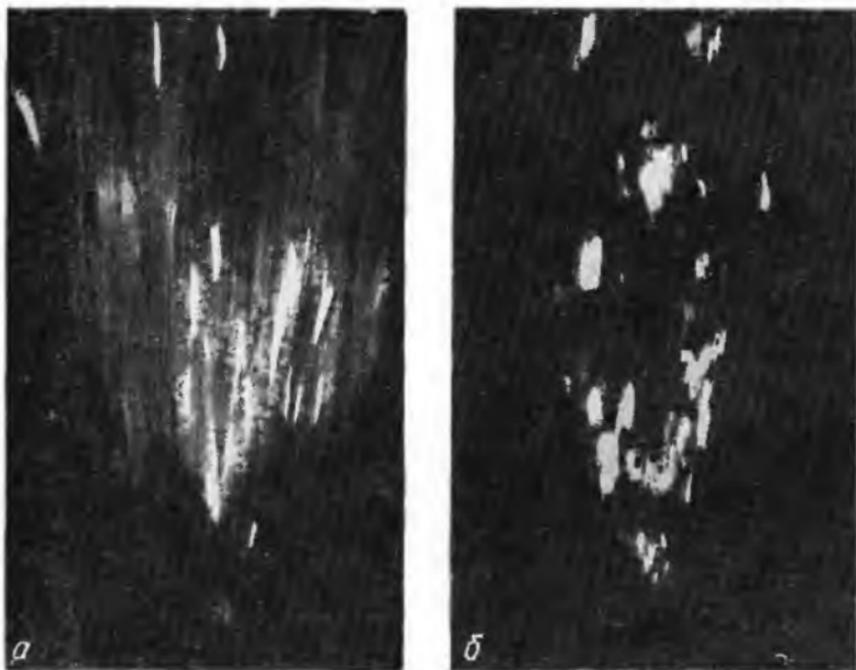


Рис. 119. Структура факела для жидкого топлива при температуре смеси:
а — 300° С; б — 170° С

Решающее влияние на скорость выгорания оказывает здесь диффузия газов и кислорода около поверхности горячей капли и теплообмен. На рис. 120 приведены фотографии горящих капель изооктана, показывающие, что форма пламени в зависимости от давления воздуха может быть вытянутой и сферической.

Для математического описания процесса горения отдельных капель и частиц, а также факельного горения потока топлива были сделаны попытки создать теорию этих процессов.

Г. А. Варшавский предложил диффузионную теорию горения капель жидкого топлива, исходя из которой процесс горения капли описывается следующей системой уравнений: а) уравнениями диффузии паров топлива и теплопроводности для внутренней области между каплей и зоной реакции; б) уравнениями диффузии

кислорода и теплопроводности для внешней области; в) уравнением теплового баланса. Совместное решение этих уравнений позволяет определить скорость выгорания, температуру капли и др.

Б. В. Канторович для описания процесса горения потока топлива считает необходимым совместное решение следующих уравнений: 1) стехиометрического уравнения переноса массы; 2) урав-

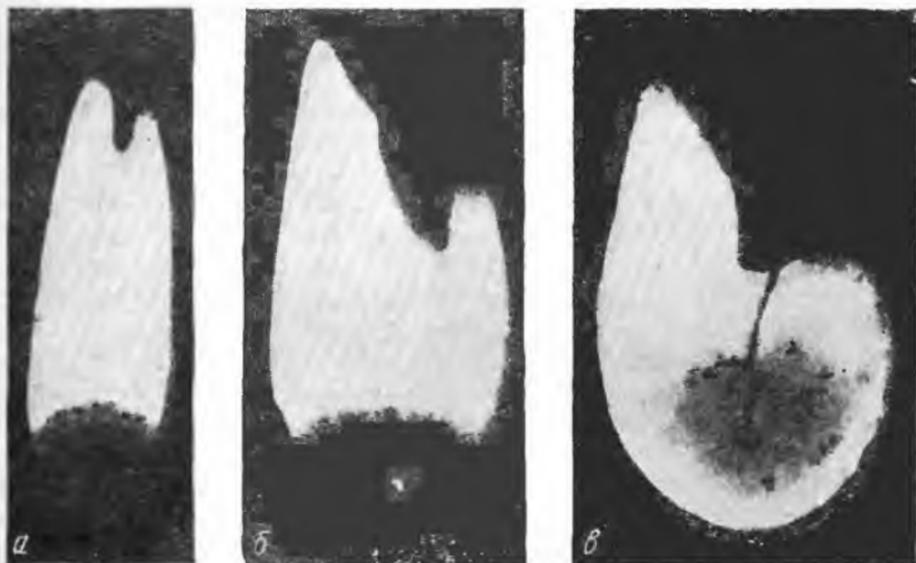


Рис. 120. Форма пламени горящих капель изооктана в зависимости от абсолютного давления воздуха, ат:

a — 1; *б* — 0,5; *в* — 0,2

нения непрерывности движения газа и топлива; 3) уравнения состояния газовой среды; 4) уравнения энергии; 5) кинетического уравнения; 6) уравнений движения газовой среды и частиц топлива.

Для приближенных расчетов длины пылеугольного факела можно применять эмпирическую формулу В. И. Блинова:

$$l = \omega (1 - L) (40d^{1,8} + 0,25D) \text{ м}, \quad (180)$$

где ω — скорость истечения первичной пылеугольной смеси из сопла, м/сек;

L — доля массы летучих в топливе, доли единицы;

d — диаметр пылеугольной частицы, мм;

D — начальный диаметр сопла, из которого вылетает первичная смесь, м.

Для интенсивной тепловой работы металлургических печей горящий факел должен обладать высокой степенью черноты,

значительной кинетической энергией (жесткостью) и направленностью на поверхности теплообмена. Для увеличения светимости газовых факелов в них дополнительно подают распыленные смолы или мазут.

Вихревое горение — относительно новый процесс сжигания топлива, весьма эффективно применяющийся для мелких или специально дробленых сортов бурых и каменных углей, фрезерного торфа, древесных отходов и т. п. Вихревое горение перспективно также для окислительных металлургических процессов — обжига и плавки сульфидных руд и концентратов во взвешенном состоянии.

При рассмотрении факельного горения уже указывалось, что одним из важнейших условий нормального протекания процесса горения является интенсивное смешение топлива и воздуха и в начальной стадии воспламенения, и в конце факела при догорании коксика. Интенсивность перемешивания топливо-воздушной смеси возрастает при усилении вихревых движений, что и используется при факельном горении. Однако при факельном горении возможности завихрения топливо-воздушных смесей и время пребывания топлива в зоне горения ограничены, что является существенным недостатком факельного горения и приводит к необходимости весьма тонко измельчать топливо, растягивает зону горения и иногда порождает недожог топлива.

Интенсивность горения возрастает при увеличении относительной скорости обтекания частиц топлива воздушными потоками $\omega_{обт}$ вследствие ускорения газообмена, увеличения степени дробления топлива и т. д. В различных процессах горения наблюдается существенная разница между $\omega_{обт}$ и скоростью потока $\omega_{пот}$.

При факельном горении $\omega_{обт}$ значительно меньше $\omega_{пот}$, а при вихревом движении $\omega_{обт}$ незначительно отличается от $\omega_{пот}$, что и является существенным преимуществом вихревого горения. Отметим, что при слоевом горении топлива $\omega_{обт}$ равняется $\omega_{пот}$. При вихревом горении, лучше всего протекающем в топках циклонного типа, частички топлива вследствие сильного закручивания аэросмеси находятся в зоне горения значительно дольше, чем при факельном горении, и на поверхности горения происходит усиленный газообмен, предупреждающий «кислородный голод», наблюдаемый в хвосте горящих факелов. Вихревые потоки расширяют зону активного горения до полного объема топочной части печи, следствием чего является необычно высокое удельное тепловыделение, достигаемое при вихревом (циклонном) горении. Вихревые потоки заставляют циркулировать частички топлива до тех пор, пока они полностью не сгорят, что позволяет успешно сжигать топливо с размером кусков до 2—10 мм. Схема вихревого (циклонного) сжигания угля с жидким золоудалением показана на рис. 121.

Топливо с небольшим количеством воздуха $I_{\text{в}}$ подается сверху касательно к цилиндрической поверхности камеры горения. Основная масса воздуха $II_{\text{в}}$ подается снизу также касательно к поверхности камеры со скоростью на входе 150—200 м/сек. В камере горения возникает весьма интенсивное вихреобразное движение топлива и воздуха, в котором можно выделить четыре основных потока. Первый поток представлен смесью топлива и первичного воздуха, движущейся к пазухе у выходного сопла камеры. Второй поток — это горючий газ с высоким содержанием CO, являющийся продуктом газификации топлива, концентрирующегося в пазухе,

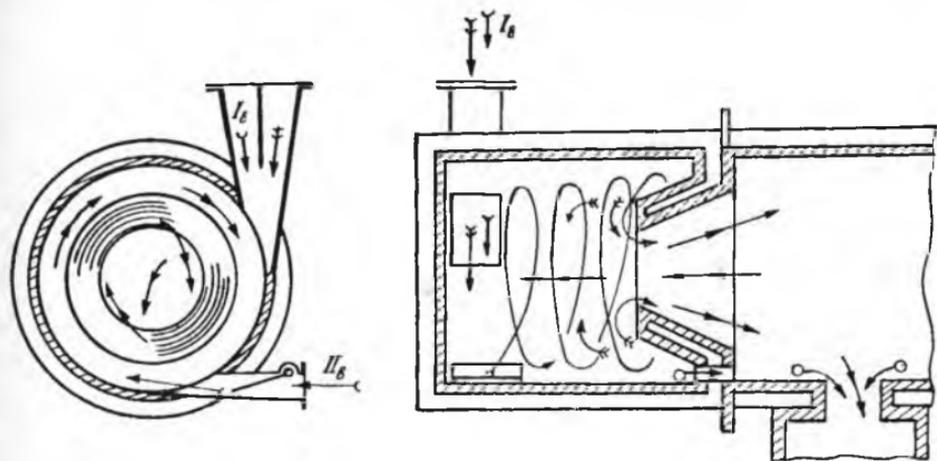


Рис. 121. Схема вихревого горения угля в циклонной горизонтальной топке

и двигающийся из пазухи к кромке выходного сопла. Третий поток представлен вторичным воздухом, отделенным от первичного обратным потоком горючего газа из пазухи. Вторичный воздух движется прямо к выходному соплу, смешивается по пути с горючим газом из пазухи, образуя при этом горючую смесь, сгорающую по пути к соплу или на выходе из сопла. Четвертый поток — высокотемпературная смесь газов, возвращающаяся через центр сопла в циклонную камеру. Зола в виде жидкого шлака отбрасывается к стенкам камеры, сползает с них и выпускается через лоток в дожигательную камеру. Процесс вихревого горения изучен еще недостаточно и требует дополнительного исследования и математического описания.

Слоевое горение — основной процесс для сжигания крупнокускового твердого топлива — кокса, каменного и бурого угля, торфа и др. Для печей цветной металлургии этот процесс имеет наибольшее значение применительно к горению кокса в шахтных печах и к газификации углей и торфа в газогенераторах.

Исследования слоевого горения показывают, что при продувании воздухом в слое кускового топлива процесс горения раз-

вивается в основном на поверхности кусков, вследствие чего особое значение имеют процессы газообмена и диффузии, протекающие около реакционной поверхности. В слое топлива при слоевом горении имеются две характерные зоны — кислородная (зона горения) и восстановительная, тесно связанные между собой и переходящие одна в другую постепенно без разрывов.

Если слой топлива однороден по своему составу и представлен в основном кусками углеродистого топлива, то закономерности

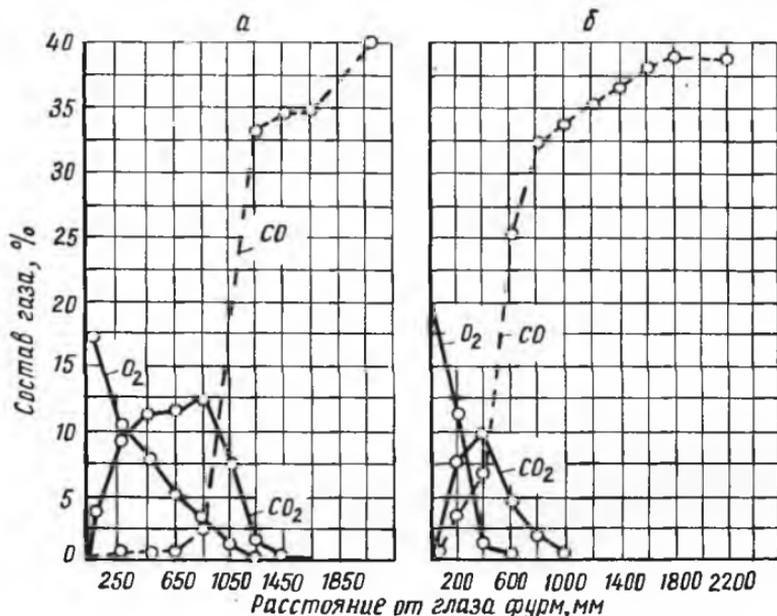
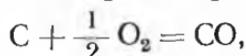
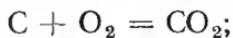


Рис. 122. Диаграммы горения кокса в горне доменной печи при диаметре фурмы, мм:

а — 150; б — 100

горения такого слоя могут быть охарактеризованы диаграммой горения кокса в горне доменной печи, показанной на рис. 122 для двух различных печей. Рассмотрение этой диаграммы показывает, что при сплошном неподвижном слое кокса размеры окислительной зоны весьма ограничены и не превышают 0,6—1,0 м от фурмы. Процесс горения идет одновременно по двум реакциям:



о чем свидетельствуют кривые изменения содержания CO₂ и CO. По мере удаления от фурмы содержание кислорода в газах неуклонно падает до нуля, содержание CO₂ вначале растет до 10—13% и далее начинает резко падать. Максимальное содержание CO₂ обнаруживается приблизительно при минимальном содержании

O_2 . Содержание CO вначале растет весьма медленно, но при достижении координаты расстояния, соответствующей максимуму CO_2 , оно начинает резко увеличиваться и достигает 30—40% в доменных печах и 15—40% в газогенераторах и шахтных печах цветной металлургии, ведущих восстановительную плавку. Основная реакция, протекающая в восстановительной зоне,



результатом которой и является снижение содержания в газах CO_2 и повышение содержания CO . При увеличении количества и дав-

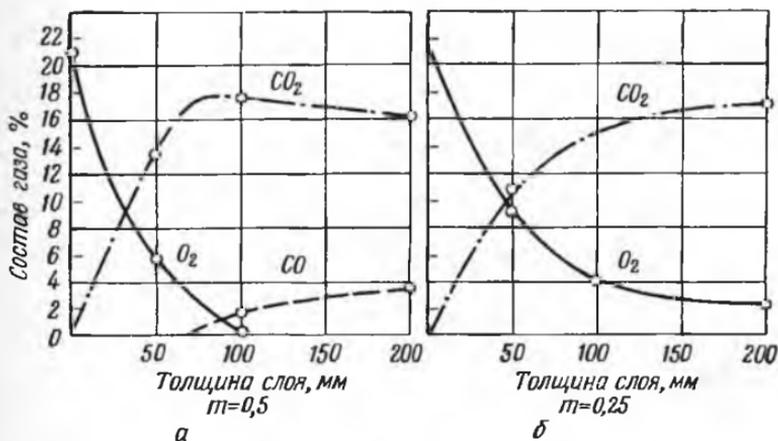


Рис. 123. Диаграммы горения кокса в смешанном слое при содержании кокса, % (объемн.):

а — 50; б — 25

ления дутья размеры окислительной зоны несколько возрастают и начало восстановительной зоны отодвигается от фурм. При дальнейшем движении газов из восстановительной зоны в верхние слои печей и газогенераторов состав газовой фазы несколько изменяется вследствие окисления части CO до CO_2 кислородом окислов и обратимости основной реакции восстановительной зоны. Кроме того, в газовую смесь добавляются летучие топлива, влага и CO_2 от диссоциации известняка. Если воздушное дутье содержит пары воды, то в составе газов появляется водород, а кислород влаги расходуется на образование CO_2 и CO .

Если слой топлива неоднороден и содержит в себе куски руды и флюсов, т. е. представляет собой смесь топлива и нейтрального материала, то диаграмма горения такого слоя существенно изменяется. По исследованию автора, выполненному совместно с И. А. Южаниновым, диаграмма горения смеси кокса с инертным материалом (рис. 123) показывает, что при содержании в слое более 50% инертных материалов кривая кислорода может и не достигать оси абсцисс, в результате чего 8—10% кислорода может

проходить в верхние горизонты печей. Кривая содержания СО приближается к оси абсцисс и при высоком содержании инертных материалов исчезает с диаграммы. Кривая CO_2 после дости-

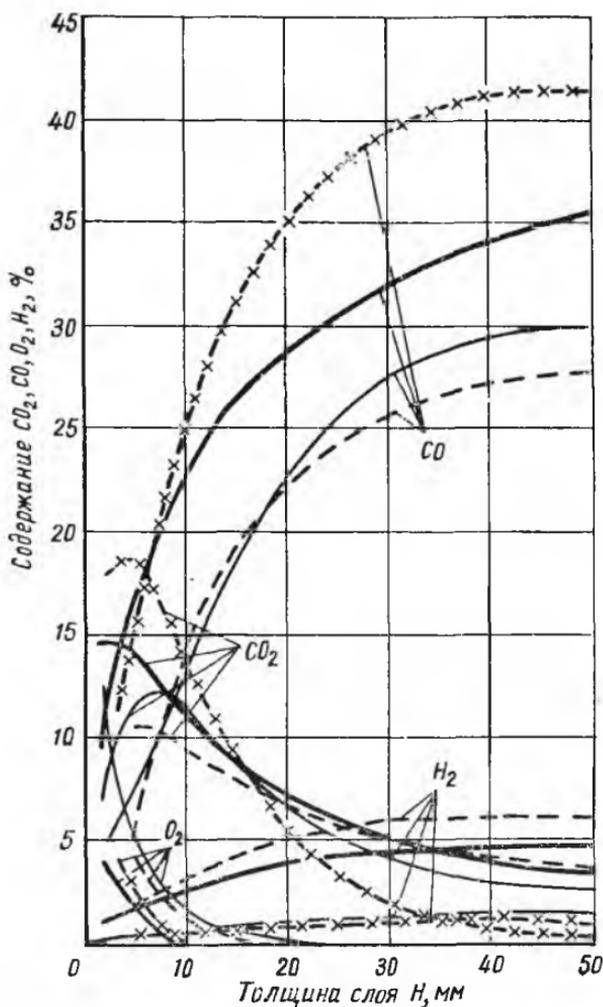


Рис. 124. Диаграмма горения кокса в слое при подаче воздуха, природного газа и кислорода (диаметр частиц кокса 3—5 мм; скорость дутья 0,46 м/сек):

— случай 1, воздушное дутье; - - - - - случай 2, воздух + 2,6% CH_4 ; -x-x-x-x- случай 3, воздух + 5,2% O_2 ; ———— случай 4, воздух + 4,3% O_2 + 2,5% CH_4

жения максимума в 16—18% в дальнейшем не стремится к нулю, а с небольшим уклоном продолжается вдоль оси абсцисс. Эта диаграмма горения кокса характерна для шахтных печей цветной металлургии, ведущих окислительную плавку (например, полупиритную). Увеличение количества и давления дутья при смешан-

ном слое оказывает большее влияние, чем при чисто коксовом слое, и вызывает заметное увеличение протяженности кислородной зоны.

В настоящее время в некоторые шахтные печи подают природный газ и кислород, в результате чего условия горения кокса в слое изменяются. Е. И. Ежов, исследовавший под руководством автора на огневом лабораторном стенде горение кокса в слое при подаче в него воздуха, природного газа и кислорода, получил данные, позволившие составить для этих условий новую диаграмму горения кокса (рис. 124). Эта диаграмма позволяет сделать весьма важные выводы о том, в каких направлениях изменяются условия горения кокса в слое и состав газовой фазы при подаче в слой природного газа и кислорода. Рассмотрим диаграмму (рис. 124), взяв за основу сравнения кривые изменения состава газовой фазы при обычном воздушном дутье (случай 1). Расположение этих линий дает обычную картину горения кокса в сплошном его слое при воздушном дутье, аналогичную диаграммам рис. 122.

При подаче с обычным воздушным дутьем некоторого количества природного газа (случай 2) линии O_2 и CO_2 почти не изменяются, а линия CO снижается за счет подъема линии H_2 . Это указывает на то, что часть воздушного дутья в этом случае расходуется на горение природного газа вместо кокса, что должно привести к соответствующему уменьшению интенсивности горения кокса. Здесь как бы перераспределяется воздушное дутье между коксом и природным газом при сохранении прежних общих окислительных условий и положения окислительной и восстановительной зон.

При подаче воздуха, обогащенного кислородом (случай 3), линии всех газов, за исключением H_2 , существенно перемещаются. Заметно сокращается протяженность кислородной зоны при одновременном приближении к фурмам восстановительной зоны, о чем свидетельствует увеличение крутизны линий CO и CO_2 (при повышении их максимального содержания). В целом обогащение дутья кислородом интенсифицирует окислительные процессы горения, что приводит к сокращению окислительной зоны и придвигает к фурмам восстановительную зону с одновременной активизацией развития в ней восстановительных процессов. Очевидно, что интенсивность горения кокса при обогащении дутья кислородом возрастает.

При подаче в слой одновременно воздуха, кислорода и природного газа (случай 4) линия O_2 примерно сохраняет свое положение по сравнению с предыдущим случаем 3 (обогащенное кислородом воздушное дутье). Линия CO_2 примерно сохраняет положение, соответствующее случаям 2 и 1 (воздух и природный газ или просто воздух). Линия CO снижена в результате подъема линии H_2 , аналогично случаю 2. Результаты разбора случая 4 показывают, что опять, аналогично случаю 2, между коксом и природным газом перераспределяется теперь уже обогащенное кислородом дутье, обладающее большей окислительной способностью. В этом случае

при определенной концентрации кислорода в дутье можно не только сохранить прежнюю интенсивность горения кокса, имевшуюся при обычном воздушном дутье без природного газа (случай 1), но и достигнуть увеличения интенсивности сжигания кокса и природного газа.

Резюмируя в целом результаты проведенных исследований (рис. 124), можно заключить, что для рационального сжигания природного газа в шахтных печах необходимо обогащать воздушное дутье кислородом, в противном случае будут ухудшаться показатели горения кокса (интенсивность его горения и т. д.).

Диаграммы горения для сплошного и смешанного слоя кускового топлива весьма наглядно поясняют сущность процессов горения и газификации слоя топлива.

Если слой топлива, продуваемый воздухом, имеет ограниченную толщину, значительно меньшую, чем величина окислительной зоны, то в топливе разовьются в основном процессы полного горения, и продукты горения, выходящие из слоя, будут содержать в основном CO_2 и O_2 . Такое ведение процесса горения в слое характерно для топков, в которых сжигается твердое кусковое топливо и преследуется цель полного сжигания топлива и получения максимального тепловыделения. Толщина слоя топлива в топках по этой причине ограничивается 100—200 мм.

Если слой топлива будет иметь значительную толщину, превышающую размеры кислородной зоны и обеспечивающую развитие зоны восстановления, то конечным результатом сжигания топлива будет его газификация с получением горючего газа, в основном состоящего из CO , H_2 и N_2 . Такое ведение процесса горения в слое характерно для газогенераторов и шахтных печей, где слой топлива имеет толщину не менее 0,5—0,8 м. Если принять толщину слоя топлива больше 200 мм и меньше 500 мм, можно получить полугаз, представляющий смесь CO_2 , CO и O_2 , что характерно для так называемых полугазовых топков.

Процесс горения топлива в слое протекает преимущественно в диффузионной зоне и не лимитируется скоростями химических реакций, которые в этих условиях очень велики. Поэтому количество сжигаемого (или газифицируемого) топлива в слое зависит в основном от газообмена и определяется количеством дутья K , $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$, проходящего через его поперечное сечение, что выражается формулой

$$P = \frac{60K}{n}, \quad (181)$$

где P — интенсивность горения топлива, $\text{кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$;
 n — удельный расход воздуха на 1 кг топлива, $\text{м}^3/\text{кг}$.

Как видно из формулы (181), одно и то же количество дутья в зависимости от условий горения, определяемых величиной n , будет обеспечивать сжигание различного количества топлива. Это поло-

жение наглядно демонстрируется графиком зависимости интенсивности горения топлива от количества дутья K и удельного расхода воздуха n (рис. 125), построенным в соответствии с формулой (181). При переходе от условий неполного горения (восстановительная плавка, газификация), характеризуемых малым удельным расходом воздуха, к условиям полного горения (окислительная плавка, топки), характеризуемых большим удельным расходом воздуха, одно и то же количество дутья дает все уменьшающуюся интен-

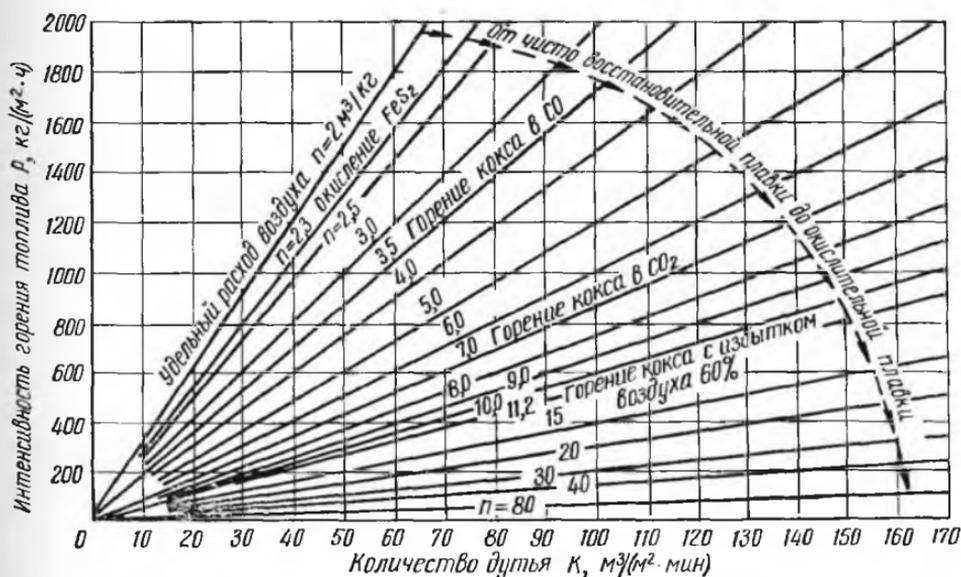


Рис. 125. Зависимость интенсивности горения топлива от количества дутья и удельного расхода воздуха

сивность горения топлива P . Так как количество подаваемого в слой дутья является основным средством интенсификации процесса горения в слое, то возникает вопрос, до каких пор может увеличиваться значение K в печах и топках. Предельным значением величины K является аэродинамическая устойчивость слоя. Максимальное значение K должно определяться по формулам для предельного количества дутья (40) и (41). Горение топлива принципиально возможно и в нестабильном слое топлива, например находящемся в состоянии «кипения». Принцип кипящего слоя нашел практическое применение в некоторых конструкциях газогенераторов.

При горении топлива в фурменной зоне шахтных печей процесс горения несколько осложняется имеющимися на поверхности кусков топлива пленками расплава продуктов плавки. По мере увеличения производительности печей влияние этих пленок на процесс горения усиливается, что выражается в некотором пере-

распределении кислорода дутья между углеродом топлива и компонентами шихты.

Горение кокса в шахтных печах в значительной степени концентрируется в фурменной зоне, где образуется коксовый слой (коксовая постель), включающий в себя большее или меньшее количество кусков руды и флюсов. Воздух поступает в этот слой сбоку, через фурменные отверстия, окружающие слой кокса со

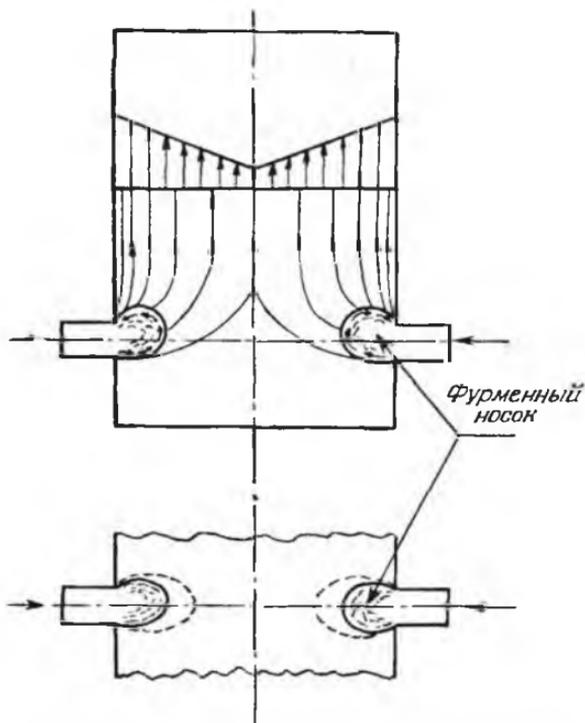


Рис. 126. Схемы фурменных струй в горне шахтных печей

всех сторон. Потoki воздуха, истекающие из фурм, вследствие их большой кинетической энергии перемещают и уплотняют кокс, располагающийся вблизи фурм (рис. 126). В результате удара фурменных струй кокс около фурм сильно разрыхляется и образует пространства, освобожденные от плотного слоя кокса и заполненные циркулирующей аэросмесью, состоящей из кусков кокса и газов. Эти пространства около фурм, резко отличные по своему состоянию от остального плотного слоя шихты и кокса, называются **фурменными носками**. Фурменные носки имеют грушевидную форму, вытянутую по направлению к центру печи и слегка приподнятую вверх. Протяженность фурменных носков небольшая даже при большом давлении дутья. Фурменные носки в печах цветной металлургии обычно несколько отодви-

нугу от стенки печи вследствие образования около фурм фурменных настывлей, состоящих из полурасплавленной шихты. Распространение воздуха по слою кокса в фурменной зоне неравномерное. Участки, прилежащие к фурмам, получают большее количество воздуха, а участки, отдаленные от фурм, меньшее. Плотность воздушного дутья уменьшается по направлению к центру печи, что подтверждается эпюрой скоростей (рис. 126), имеющей минимум по центру печи. В соответствии с указанными аэродинамическими особенностями фурменной зоны шахтных печей наиболее интенсивно кокс горит в участках, прилежащих к фурменным носкам, о чем свидетельствуют возникающие здесь очаги максимальной температуры. Иногда с целью достижения более полного горения кокса и расширения кислородной зоны устраивают два или три ряда фурм по высоте горна шахтных печей. Интенсивность горения кокса в шахтных печах, отнесенная к общей площади поперечного сечения горна, для печей, ведущих чисто восстановительную плавку, составляет 400—1200 кг/(м²·ч), а для печей, ведущих окислительную плавку, 100—400 кг/(м²·ч).

8. Приложение закономерностей горения топлива к расчетам и конструированию печей

На основании изложенных в данной главе качественных и количественных закономерностей процесса горения топлива можно решать следующие важные вопросы по расчету и конструированию металлургических печей.

Выбор топлива для отопления печи

При проектировании печи решают вопрос, на каком топливе будет работать данная печь. Топливо выбирают, исходя из особенностей проектируемой печи.

Требования к топливу обычно определяются следующими основными его характеристиками:

- а) химическим составом топлива, особенно содержанием в нем горючих составляющих С, Н и балласта А, ω и S;
- б) теплотворностью;
- в) калориметрической температурой горения;
- г) отношением к нагреванию, особенно температурой воспламенения и выходом летучих.

Выбранное для печи топливо должно обеспечивать необходимое тепловыделение и температуру в рабочем пространстве при приемлемых условиях сжигания, определяемых типом топчного процесса и характеристикой продуктов горения. Так как этим техническим условиям могут удовлетворять несколько различных сортов топлива, окончательный выбор топлива определяется экономическими показателями и для печи выбирают то топливо, которое имеет для данного района наименьшую стоимость и наиболее доступно.

При расчете печи определяют расход топлива по уравнению теплового баланса и составляют развернутый тепловой баланс печи. При расчете теплообмена в рабочем пространстве одной из важнейших исходных величин для расчета является температура газов. Для составления теплового баланса печи и определения температуры газов необходимо провести полный расчет горения выбранного сорта топлива по формулам и графикам, приведенным в данной главе.

Расчет объема камеры горения металлургических печей

Основная задача любого промышленного процесса сжигания топлива — максимальное удельное тепловыделение [$\text{ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$] при максимально допустимой температуре и концентрации тепловыделения в определенных участках рабочего пространства металлургических печей. Одновременно должна обеспечиваться полнота сжигания топлива. В современных печах и топках удельное тепловыделение, или так называемая объемная плотность теплового потока (тепловое напряжение рабочего пространства), достигает значительной величины. Для печей и топков большой мощности тепловое напряжение рабочего пространства составляет 100—300 $\text{Мккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$. Тепловое напряжение сильно зависит от объема печи и топки и, как правило, резко возрастает при уменьшении размеров и мощности печей и топков. Например, в печах и топках малого объема тепловое напряжение достигает 1—10 млн. $\text{ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$, а в рабочих камерах газовых турбин и реактивных двигателей оно доходит до 50—100 млн. $\text{ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$. В огневых моделях печей и топков при сильном уменьшении их масштаба легко достигается тепловое напряжение 25—80 млн. $\text{ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$. Основной причиной такой значительной зависимости теплового напряжения от объема рабочего пространства печей и топков является то, что при уменьшении размера камеры горения ее объем все более приближается к объему фактической зоны горения (например, к объему факела), тепловое напряжение которой очень высокое. Это положение хорошо подтверждается, например, тем, что факел комнатной свечи имеет тепловое напряжение до 50 млн. $\text{ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$.

Вопрос об оптимальной величине объемной плотности теплового потока (теплового напряжения) для металлургических печей изучен еще весьма слабо, что в значительной степени снижает научную обоснованность теплового расчета печей и топков. Поэтому на современном этапе развития теории печей и топочных процессов приходится принимать эту величину по проверенным длительной заводской практикой данным для различных топочных устройств

и камер горения металлургических печей. Например, для плавильных отражательных печей цветной металлургии тепловое напряжение рабочего пространства рекомендуется принимать 100—130 тыс. $\text{ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$. Объем рабочего пространства металлургических печей V , м^3 , определяется по формуле (182), полученной преобразованием одного из основных уравнений энергетического процесса (3):

$$V = \frac{Ex}{kq_3}, \quad (182)$$

где E — удельное количество тепла, выделяемое в камере горения $\text{ккал}/$ единица измерения расхода топлива;
 x — расход топлива, единица измерения/ч;
 k — коэффициент, определяющий долю объема камеры горения в общем объеме рабочего пространства печи, доли единицы; для топок $k = 1$;
 q_3 — рекомендуемая или допустимая величина объемной плотности теплового потока (теплового или энергетического напряжения) камеры горения, $\text{ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$.

Выбор, конструирование и расчет устройств для сжигания топлива

Обязательный элемент расчета печи — выбор, конструирование и расчет устройств для сжигания топлива (горелки, форсунки, топки). Методика и формулы для расчета этих устройств базируются на закономерностях механики газов (гл. 5) и закономерностях процесса горения топлива, изложенных выше. Все материалы по конструированию и расчету конкретных промышленных устройств для сжигания топлива даются в гл. 12 совместно с описанием различных типовых устройств для сжигания топлива.

Длину горящих факелов для газообразного и пылевидного топлива можно рассчитывать по приближенным формулам (179) и (180) с целью увязки длины рабочего пространства печей с размерами зоны горения топлива.

Глава 9

Получение тепловой энергии для работы печей от преобразования электроэнергии

1. Основные понятия по электронагреву

Печи, в которых тепловая энергия, необходимая для их работы, получается за счет электрической энергии, называются электрическими.

Электropечи появились сравнительно недавно, широкое промышленное распространение их относится только к XX веку. Промышленное применение электронагрева, требующего большого расхода электроэнергии, стало возможным только тогда, когда производство электроэнергии достигло значительного масштаба.

Несмотря на это электropечи очень быстро внедрились в самые различные отрасли техники. В металлургии электropечи имеют теперь очень важное значение и в ряде производств являются основным типом металлургических печей. В черной металлургии электронагрев широко применяют для производства стали, ферросплавов, а также иногда и для выплавки чугуна. В цветной металлургии электронагрев вначале использовали преимущественно при производстве сплавов и рафинировании металлов и сравнительно недавно стали применять для переработки рудного сырья и шлаков в производстве меди, никеля, кобальта, свинца, цинка, олова и легких металлов. Электронагрев нашел широкое применение в литейном деле и в обработке металлов.

Повсеместное быстрое распространение электropечей объясняется рядом их существенных преимуществ по сравнению с печами, отапливаемыми углеродистым топливом.

Главные преимущества электropечей:

- 1) возможность концентрации большой мощности в малом объеме и получения весьма высоких температур (до 3000°C и более) при размещении зон высоких температур в определенных ограниченных участках рабочего пространства печей;
- 2) легкость и плавность регулирования величины и распределения температуры в рабочем пространстве;
- 3) чистота рабочего пространства и отсутствие его загрязнения золой, серой, газами и различными примесями;
- 4) возможность герметизации рабочего пространства, а следовательно, и создание в нем вакуума или защитной атмосферы;
- 5) низкие потери металлов со шлаками, пылью, газами и

угаром; 6) высокий термический к. п. д., достигающий 70—85%; 7) малое количество газов и пыли; 8) большая возможность комплексной механизации и автоматизации; 9) высокая культура и чистота на рабочих местах.

Электрические печи имеют также и недостатки, основные из которых: 1) весьма высокое потребление электроэнергии по сравнению с другими отраслями народного хозяйства; 2) конструктивное ограничение производительности и мощности для некоторых типов электропечей.

В связи с увеличением мощности и числа электростанций, снижением стоимости электроэнергии и увеличением мощности и производительности электропечей перечисленные недостатки постепенно утрачивают свое значение.

Применение электронагрева в металлургических печах целесообразно при следующих условиях: 1) отсутствии в прилежащих к заводу районах месторождений высококачественного углеродистого топлива, особенно нефти или природного газа; 2) наличии в районе данного металлургического завода большого количества дешевой электроэнергии по цене 0,3—0,5 коп. за 1 *квт·ч*; 3) возможности удовлетворения потребности электропечей в электроэнергии без ущерба для планомерного и пропорционального развития других отраслей народного хозяйства данного района (машиностроения, транспорта, сельского хозяйства, легкой и пищевой промышленности и т. п.); 4) потребности технологического процесса в электронагреве, определяющейся высокой температурой, точностью регулирования температуры, чистотой продуктов, особой ценностью сырья и т. п.

Для народного хозяйства СССР, развитие которого осуществляется в условиях весьма интенсивного ежегодного увеличения производства электроэнергии в результате строительства мощных тепловых и гидроэлектрических станций, электронагрев металлургических печей имеет особенно большое значение и перспективы. В настоящее время электропечи потребляют около $\frac{1}{6}$ части от всей выработки электроэнергии в Советском Союзе, достигшей в 1969 г. 689 млрд. *квт·ч*.

Разберем теперь основные технические и экономические характеристики электронагрева.

В табл. 23 приведены данные по удельному расходу электроэнергии w , *квт·ч/т*; в различных металлургических электропечах. Если электрическая энергия, потребляемая электропечами, производится на тепловой электростанции, то суммарный расход тепла на электронагрев будет, как правило, выше, чем расход тепла на нагрев того же материала в печах, отапливаемых углеродистым топливом. Например, при плавке в отражательной печи шихты с теплотреблением q , *ккал/т*, общий расход углеродистого топлива на 1 *т* шихты составит приблизительно $4q$ с учетом

Удельный расход электроэнергии в металлургических электропечах

Технологический процесс	Материал	Удельный расход электроэнергии на 1 т материала ш. квт.ч/т				печи со- противле- ния с кос- венным нагревом
		Дуговые печи малой мощ- ности	Дуговые печи большой мощ- ности	рудно-термические печи большой мощ- ности	индук- ционные печи	
Плавка латуни	Латунь	—	—	—	200—250	—
Плавка меди и медноникеле- вых сплавов	Медь и медноникелевые сплавы	350	250	—	300—360	—
Плавка алюминия	Алюминий	—	—	—	450—500	600
Плавка сульфидных медных руд и концентратов на штейн	Обоженный концентрат	—	—	400—500	—	—
Плавка сульфидных медно-ни- келевых руд и концентратов на штейн	Концентрат	—	—	700—900	—	—
Выплавка стали	Сталь	800—1000	500—700	—	600—900	800
Плавка свищового концентра- та на черновой свинец	Обоженный концен- траг	—	—	500—650	—	—
Плавка окисленных никелевых руд на ферроникель	Подготовленная руда	—	—	700—900	—	—
Восстановительная плавка за- киси никеля	Никель черновой	1000—1300	—	—	—	—
Плавка оловянных концентра- тов на черное олово	Концентрат	—	—	900—1100	—	—
Плавка шлаков цветной ме- таллургии для извлечения ме- таллов	Шлаки жидкие или твер- дые	—	—	200—900	—	—
Выплавка чугуна	Чугун	—	—	—	—	—
Выплавка титанистых шлаков	Шлак	—	—	—	—	—
Выплавка феррославо	Ферросилиций, ферро- марганец, феррохром и др	—	—	—	—	—
				Электродомны 2000—3000 2500—3500 2000—10 000	—	—

термического к. п. д. отражательной печи 25%. При плавке той же шихты в электропечи общий расход углеродистого топлива определится с учетом термического к. п. д. электропечи 70%, электрического к. п. д. печной установки 90% и коэффициента использования топлива на электростанции 25% в размере 6,5*q* ккал/т. Повышенный суммарный расход топлива при электронагреве электроэнергией, вырабатываемой на тепловых электростанциях, не является, однако, показателем экономической неэффективности электронагрева, так как для электростанций может использоваться низкосортное дешевое топливо, не пригодное для отопления металлургических печей. Решающий фактор для выбора электронагрева — стоимость 1 *квт·ч*, особенно при высоком удельном расходе электроэнергии и ограниченном содержании металлов в перерабатываемых материалах. Если для нагрева, переплавки и рафинирования металлов приемлемой является стоимость электроэнергии до 2—4 коп. за 1 *квт·ч*, то для переработки рудного сырья и шлаков необходимо иметь стоимость электроэнергии не выше 0,3—1,0 коп. Даже при низкой стоимости электроэнергии переработка бедного металлом сырья в электропечах требует больших расходов на оплату электроэнергии. Например, при содержании в руде металла 2% и степени его извлечения 90% электроплавка такой руды при стоимости электроэнергии 0,3 коп. за 1 *квт·ч* и удельном расходе энергии 700 *квт·ч/т* руды потребует на 1 т металла расхода на электроэнергию 120 руб.

Удельный расход электроэнергии на электронагрев ω , *квт·ч/т*, вычисляется по общему расходу электроэнергии, определяемому по счетчику, установленному на вводе электроэнергии в печную установку, т. е. перед печным трансформатором. Поэтому в величину ω , кроме полезно используемой энергии, включают потери энергии на печной подстанции, в трансформаторах, в подводящей к печи сети и в самой печи (тепловые потери). Введем следующие обозначения:

- $\omega_{\text{пюл}}$ — электроэнергия, расходуемая в самой печи на покрытие полезных статей расхода тепла, *квт·ч/т*;
- $\omega_{\text{пот}}$ — электроэнергия, расходуемая в самой печи на покрытие всех потерь тепла, т. е. тепло, теряемое с газами, во внешнюю среду и др., *квт·ч/т*;
- $\omega_{\text{эл}}$ — электроэнергия, теряемая в подводящей и преобразующей электросети (шины, дроссели, трансформаторы, короткая сеть, электрододержатели и т. п.), *квт·ч/т*;
- $\omega_{\text{гр}}$ — электроэнергия, полностью преобразуемая в тепловую в рабочем пространстве печи, *квт·ч/т*;
- $\omega_{\text{экз}}$ — энергия, получаемая в рабочем пространстве печи в результате различных экзотермических реакций, физического тепла, вносимого нагретым сырьем, тепла от горения электродов и т. п., *квт·ч/т*.

Можно написать следующие зависимости:

$$\omega = \omega_{\text{пол}} + \omega_{\text{пот}} + \omega_{\text{эл}} - \omega_{\text{экз}}, \quad (\text{I})$$

$$\omega_{\text{пр}} = \omega_{\text{пол}} + \omega_{\text{пот}} - \omega_{\text{экз}}, \quad (\text{II})$$

$$\omega = \omega_{\text{пр}} + \omega_{\text{эл}}. \quad (\text{III})$$

Используя уравнения (I), (II) и (III), можно вывести формулы для основных коэффициентов, определяющих энергетическую эффективность электропечных установок.

Термический к. п. д. самой электропечи

$$\eta_{\text{терм}} = \frac{\omega_{\text{пол}}}{\omega_{\text{пр}} + \omega_{\text{экз}}} = \frac{\omega_{\text{пол}}}{\omega_{\text{пол}} + \omega_{\text{пот}}}. \quad (183)$$

Электрический к. п. д. электропечной установки (печи и преобразующей и подводящей сети)

$$\eta_{\text{эл}} = \frac{\omega_{\text{пр}}}{\omega} = \frac{\omega_{\text{пол}} + \omega_{\text{пот}} - \omega_{\text{экз}}}{\omega_{\text{пол}} + \omega_{\text{пот}} + \omega_{\text{эл}} - \omega_{\text{экз}}}. \quad (184)$$

Общий коэффициент использования энергии на электропечной установке

$$\eta = \frac{\omega_{\text{пол}}}{\omega + \omega_{\text{экз}}} = \frac{\omega_{\text{пол}}}{\omega_{\text{пол}} + \omega_{\text{пот}} + \omega_{\text{эл}}}. \quad (185)$$

Величину общего коэффициента η иногда выражают формулой

$$\eta_{\text{общ}} = \eta_{\text{терм}} \eta_{\text{эл}}. \quad (186)$$

Если в формулу (186) подставить значение $\eta_{\text{терм}}$ и $\eta_{\text{эл}}$ по формулам (183) и (184), то получим следующее выражение для $\eta_{\text{общ}}$:

$$\eta_{\text{общ}} = \frac{\omega_{\text{пол}}}{\omega + \frac{\omega}{\omega_{\text{пр}}} \omega_{\text{экз}}}.$$

Как видно, это выражение $\eta_{\text{общ}}$ совпадает с выражением η по формуле (185) только при условии, если отношение $\frac{\omega}{\omega_{\text{пр}}}$ близко к единице.

Указанные коэффициенты можно выразить также через соответствующие величины потребляемой мощности P , *квт*, если ввести величины мощности, соответствующие приведенным выше расходам энергии, с аналогичными индексами. При выражении коэффициентов через величины мощностей электропечной установки получают так называемые **м г н о в е н ы е з н а ч е н и я**

ния коэффициентов, т. е. характерные только для какого-либо определенного периода работы установки:

$$\eta_{\text{терм}} = \frac{P_{\text{пол}}}{P_{\text{пр}} + P_{\text{экс}}}; \quad (187)$$

$$\eta_{\text{эл}} = \frac{P_{\text{пр}}}{P}; \quad (188)$$

$$\eta_{\text{общ}} = \frac{P_{\text{пол}}}{P + P_{\text{экс}}}. \quad (189)$$

Для непрерывно действующих электропечей с ровным и устойчивым потреблением энергии во времени и по статьям мгновенные значения коэффициентов совпадают с основными значениями, определяемыми по формулам (183—185). Для большинства электропечных установок значение коэффициентов находится в следующих пределах:

$$\eta_{\text{терм}} = 0,5 \div 0,8;$$

$$\eta_{\text{эл}} = 0,8 \div 0,95;$$

$$\eta_{\text{общ}} = 0,4 \div 0,75.$$

Общая мощность, P , *квт*, забираемая из питающей сети электропечной установки, называемая активной, или активной мощностью электропечной установки, может быть выражена через другие разновидности мощности и коэффициенты на основании зависимостей (I—III) и формул (187—189):

$$P = P_{\text{пол}} + P_{\text{пот}} + P_{\text{эл}} - P_{\text{экс}}; \quad (190)$$

$$P = P_{\text{пр}} + P_{\text{эл}}; \quad (191)$$

$$P = \frac{P_{\text{пр}}}{\eta_{\text{эл}}}; \quad (192)$$

$$P = \frac{P_{\text{пол}}}{\eta_{\text{общ}}} - P_{\text{экс}}. \quad (193)$$

Общая вагтная мощность электропечной установки может быть определена по общей производительности печи A , *т/сутки*, среднему удельному расходу электроэнергии ω , *квт·ч/т*, и времени работы печи в сутки τ , *ч*, по формуле

$$P = \frac{A\omega}{\tau} \text{ квт}. \quad (194)$$

Если потребление электроэнергии в течение суток неравномерное, то формула (194) должна применяться для расчета мощности для отдельных этапов или периодов работы электропечи (загрузки, плавление, рафинирование и т. д.). В этом случае мощность установки по периодам работы будет различной, наибольшего значения она достигнет в периоды максимального потреб-

ления тепла в печи, например в периоды расплавления, нагрева до максимальной температуры и т. п.

Электропечные установки обычно питаются переменным током, и, следовательно, кажущаяся, или номинальная мощность установки (трансформатора) $P_{\text{ном}}$, *квa*, всегда больше, чем активная, или полезная мощность установки P , *квт*, что выражается формулой

$$P_{\text{ном}} = \frac{P}{\cos \varphi} \text{ квa}, \quad (195)$$

где $\cos \varphi$ — коэффициент мощности установки, определяемый отношением активного сопротивления установки к полному сопротивлению (активному и реактивному). Для электропечных установок $\cos \varphi = 0,4 \div 0,95$. Наименьшее значение $\cos \varphi$ имеет для индукционных печей и наибольшее — для рудно-термических и печей сопротивления.

Для перехода от номинальной мощности к рабочему линейному напряжению $V_{\text{лин}}$, *в*, и к рабочей линейной силе тока $I_{\text{лин}}$, *а*, используют следующие формулы электротехники:

для однофазных систем

$$P_{\text{ном}} = \frac{V_{\text{лин}} I_{\text{лин}}}{1000}, \quad (196)$$

для трехфазных систем

$$P_{\text{ном}} = \frac{\sqrt{3} V_{\text{лин}} I_{\text{лин}}}{1000}. \quad (197)$$

Рабочее линейное напряжение электрических печей обычно находится в пределах $V_{\text{лин}} = 100 \div 1500$ *в*. Верхний предел напряжения ограничивается по требованиям техники безопасности и для предотвращения значительных утечек электроэнергии через огнеупорную кладку, электропроводность которой при нагреве заметно возрастает. Вследствие относительно низкого рабочего напряжения на электропечах рабочая линейная сила тока может достигать весьма большой величины, особенно при большой мощности печей. Для крупных электрических печей мощностью $P_{\text{ном}} = 5000 \div 70\,000$ *квa*, рабочий ток достигает значения $I_{\text{лин}} = 5000 \div 50\,000$ *а*.

Подобно процессу сжигания топлива, процесс преобразования электрической энергии в тепловую имеет основную задачу — получить максимальное удельное тепловыделение, *ккал/(м³·ч)* при максимальной допустимой температуре и концентрации тепловыделения в определенных участках рабочего пространства печей.

Электрическая энергия преобразуется в тепловую различными способами, в зависимости от которых классифицируют и электри-

ческие печи. Общепринята в настоящее время классификация электрических печей по способу превращения электрической энергии, по которой все разновидности электропечей делятся на 6 групп (рис. 127):

I. Электрические печи сопротивления, в которых электрическая энергия превращается в тепло в твердых или жидких телах, непосредственно включенных в электрическую цепь:

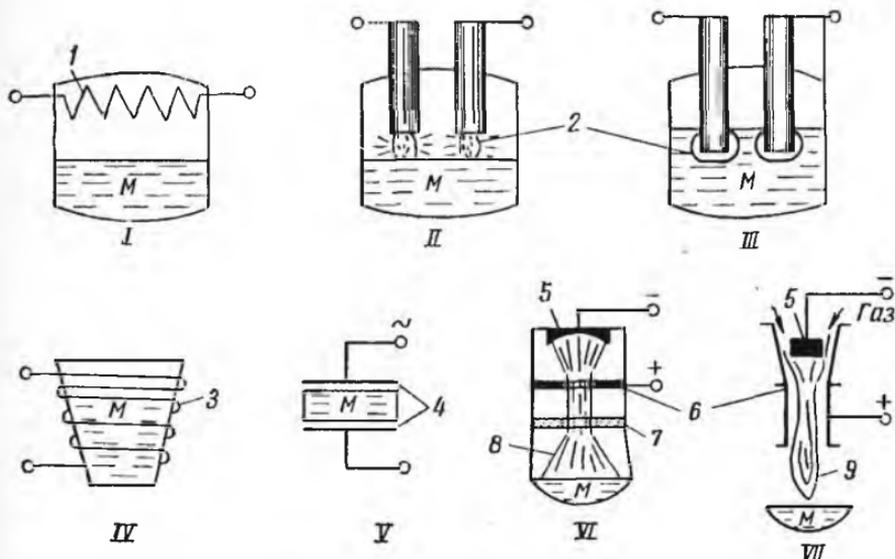


Рис. 127. Схемы электронагрева промышленных печей:

I — печь сопротивления; *II* — дуговая печь; *III* — печь со смешанным нагревом; *IV* — индукционная печь; *V* — диэлектрический нагрев; *VI* — электронно-лучевой нагрев; *VII* — плазменная горелка; 1 — сопротивление; 2 — дуга; 3 — индуктор; 4 — конденсатор; 5 — катод; 6 — анод; 7 — магнитная линза; 8 — поток электронов; 9 — высокотемпературная плазма

1) печи косвенного действия (нагрева), в которых тепло выделяется в специальных нагревательных элементах и передается нагреваемому материалу теплоотдачей;

2) печи прямого действия (нагрева), в которых нагреваемый материал сам включается в питающую электрическую сеть и нагревается проходящим через него током.

II. Электрические дуговые печи, в которых электрическая энергия превращается в тепло в дуге, горящей в газовой среде:

1) печи прямого действия, в которых дуга горит между электродами и нагреваемым материалом;

2) печи косвенного действия, в которых дуга горит между электродами и тепло передается нагреваемому материалу в основном излучением.

III. Электрические печи смешанного нагрева (дуга плюс сопротивление), так называемые рудно-термические печи.

IV. Индукционные печи, в которых электрическая энергия превращается в тепло в твердых или жидких телах, находящихся в быстропеременном магнитном поле:

1) низкочастотные печи с железным сердечником (с магнитной цепью);

2) высокочастотные печи без железного сердечника (без магнитной цепи).

V. Электротермические установки для диэлектрического нагрева, в которых нагреваемый материал (диэлектрик или полупроводник) помещается в переменное электрическое поле и нагревается в нем за счет диэлектрических потерь.

VI. Печи с новыми видами электронагрева:

1) печи с электронно-лучевым нагревом;

2) печи с плазменными горелками.

В электрических печах с косвенным нагревом особенно важное значение имеет процесс теплообмена между зоной выделения и зоной потребления тепла, существенно влияющий на производительность и размеры электропечей. По этой причине теоретический расчет электрических печей с косвенным нагревом обязательно должен включать в себя расчет теплообменных процессов.

2. Электронагрев через сопротивление

Электронагрев через сопротивление имеет несколько разновидностей. Наибольшее значение и распространение в печной технике имеет косвенный нагрев. По температуре рабочего пространства печей различают нагрев: низкотемпературный при $100—700^{\circ}\text{C}$, среднетемпературный при $700—1200^{\circ}\text{C}$ и высокотемпературный при $1200—2000^{\circ}\text{C}$. Высокотемпературный нагрев имеет ограниченное значение для электрических печей сопротивления. При низкотемпературном нагреве весьма большое значение имеет теплообмен между нагревателем и материалом конвекцией, которая всемерно интенсифицируется принудительной циркуляцией с большими скоростями газа или воздуха внутри печей. Для среднего и высокотемпературного нагрева, особенно при отсутствии принудительной циркуляции газов, основное количество тепла передается от нагревателей к обрабатываемым материалам излучением. Иногда нагрев сопротивлением проводят в расплавленных солях (или электролитах) в так называемых соляных ваннах, в которых вследствие высоких коэффициентов теплоотдачи и теплопроводности расплавов достигается большая скорость и равномерность нагрева изделий и хорошая защита их поверхности от окисления. Нагрев сопротивлением из-за компактности устройств, вводящих энергию в печи, позволяет весьма надежно герметизировать рабочее пространство печей, что в свою очередь дает возможность нагревать материалы в защитной искусственной атмосфере или в вакууме, создаваемых нагнетанием в рабочее пространство различных газов или его вакуумированием.

Электронагрев сопротивлением нашел наибольшее применение для сушки и обжига материалов, для нагрева и термической обработки металлов и сплавов, для плавки легкоплавких металлов — олова, свинца, цинка, алюминия, магния и их сплавов, а также для лабораторных и бытовых нужд. При косвенном нагреве вся электрическая энергия преобразуется в тепловую в нагревательных элементах. Поэтому при увеличении мощности печей растет тепловая нагрузка нагревательных элементов и увеличиваются их размеры. Для преобразования значительной электрической мощности в тепловую энергию требуются нагревательные элементы большого сечения и большой длины, что весьма осложняет их размещение и крепление в рабочем пространстве печей и ухудшает условия их эксплуатации. Это конструктивно ограничивает верхний предел мощности электрических печей сопротивления. Промышленные печи сопротивления обычно строят в расчете на мощность от 20 до 600 *кв*а и редко до 1000—2000 *кв*а, что значительно уступает мощности электропечей других типов.

Электрическая энергия преобразуется в тепловую при прохождении электрического тока через различного рода сопротивления (нагреватели) в результате упругих соударений между электронами, ионами и атомами, число которых возрастает пропорционально величине протекающего тока. Количество тепла Q , *ккал*, выделяемое через сопротивление по закону Джоуля—Ленца, определяется по формуле

$$Q = 0,00024I^2R\tau, \quad (198)$$

где I — сила тока, *а*;

R — сопротивление проводника, *ом*;

τ — время, *сек*.

Формула (198) показывает, что количество выделяемого тепла в основном зависит от величин тока и сопротивления. В свою очередь при постоянной величине R ток I определяется приложенным к сопротивлению напряжением U , *в*, и, наоборот, при постоянном напряжении U ток I возрастает при уменьшении R (закон Ома). Сопротивление проводника R зависит от удельного сопротивления материала проводника ρ , *ом·мм²/м*, длины проводника L , *м*, и его поперечного сечения q , *мм²*, что выражается формулой

$$R = \rho \frac{L}{q}. \quad (199)$$

Удельное сопротивление ρ для хороших проводников (медь, алюминий, железо) составляет 15 ($10^{-2} \div 10^{-3}$) *ом·мм²/м*, а для некоторых специальных сплавов (фехраль, нихром) оно достигает 1,2—1,4 *ом·мм²/м*. Удельное сопротивление металлов с повышением температуры возрастает, а для графита, силита и электро-

литов уменьшается. Если сопротивление R составлено из n последовательно расположенных проводников, то

$$R = R_1 + R_2 + R_3 + \dots + R_n. \quad (200)$$

Если R состоит из n параллельно расположенных проводников, то

$$R = \frac{1}{\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} + \frac{1}{R_3} + \dots + \frac{1}{R_n}}. \quad (201)$$

Если $R_1 = R_2 = \dots = R_n$, то для последовательного соединения

$$R = nR_1, \quad (202)$$

а для параллельного

$$R = \frac{1}{n} R_1. \quad (203)$$

Сопоставляя выражения (202) и (203), можно прийти к выводу, что для получения одной и той же величины R при различных схемах соединений отдельных проводников необходимо соблюдать следующее соотношение:

$$R_1^{\text{паралл}} = R_1^{\text{послед}} n^2. \quad (204)$$

Для научно обоснованного определения размеров нагревательных элементов следует совместно решить два основных уравнения, описывающих существо работы нагревателей — уравнение мощности и уравнение теплообмена. Действительно, нагревательный элемент является составной частью электрической цепи, и для получения необходимой мощности он должен обладать определенными размерами и сопротивлением. Вместе с тем вся тепловая энергия, полученная в нагревательном элементе в результате преобразования электроэнергии, должна быть передана теплоотдачей перерабатываемым материалам и футеровке печи, для чего необходимо иметь определенную поверхность, температуру и коэффициент теплоотдачи. Если теплоотдача нагревательного элемента не будет соответствовать тепловыделению, происходящему в нем, элемент будет перегреваться и его температура может превысить допустимые для материала пределы, что приведет к разрушению нагревателя.

Основные зависимости, на основании которых получают расчетные формулы для определения размеров нагревательных элементов, выводят из уравнения мощности, для чего принимают следующие обозначения:

$P_{\text{гр}}$ — мощность печи сопротивления, преобразуемая в рабочем пространстве печи в тепловую энергию, *квт*; если в печи имеется несколько параллельных ветвей нагревателей, то мощность одной параллельной ветви, для трехфазных печей — мощность одной фазы;

U — рабочее напряжение, в ; для трехфазных печей — фазовое, если нагреватели включены по схеме «звезда», и линейное, если нагреватели включены по схеме «треугольник»;

I — сила тока в нагревателе, а ;

R — полное сопротивление нагревательного элемента для одной параллельной ветви и одной фазы, ом ;

ρ — удельное сопротивление материала нагревателя при его рабочей температуре, $\text{ом}\cdot\text{мм}^2/\text{м}$;

L — длина нагревателя для одной параллельной ветви и одной фазы, м ;

q — поперечное сечение нагревателя, мм^2 ;

Π — периметр нагревателя, мм ;

F — полная поверхность нагревателя, см^2 ;

ω — удельная поверхностная мощность нагревателя, $\text{вт}/\text{см}^2$.

Уравнение мощности, преобразуемой в нагревателе, будет

$$P_{\text{пр}} = \frac{UI}{10^3} = \frac{U^2}{10^3 R}.$$

Отсюда сопротивление нагревателя выразится через напряжение и мощность

$$R = \frac{U^2}{10^3 P_{\text{пр}}}.$$

Сопротивление нагревателя выражается через размеры и удельное сопротивление:

$$R = \rho \frac{L}{q}.$$

Следовательно,

$$\frac{U^2}{10^3 P_{\text{пр}}} = \rho \frac{L}{q}. \quad (\text{I})$$

Уравнение мощности, преобразуемой в нагревателе, может быть написано иначе:

$$P_{\text{пр}} = \omega F \cdot 10^3.$$

Отсюда

$$\omega = \frac{10^3 P_{\text{пр}}}{F}.$$

Величина поверхности нагревателя

$$F = 10 \Pi L.$$

Подставляя это значение в выражение для ω , получим

$$\omega = \frac{10^3 P_{\text{пр}}}{10 \Pi L} = \frac{10^2 P_{\text{пр}}}{\Pi L}. \quad (\text{II})$$

Решая уравнения (I) и (II) относительно L и приравнявая полученные значения, найдем

$$L = \frac{U^2 q}{\rho P_{\text{пр}} \cdot 10^3} = \frac{10^2 P_{\text{пр}}}{\Pi \omega}.$$

После исключения величины L получим

$$\Pi q = \frac{10^5 \rho P_{\text{пр}}^2}{U^2 \omega}. \quad (205)$$

Уравнение (205) отражает связь между размерами нагревателя, его удельным сопротивлением, преобразуемой мощностью, рабочим напряжением и удельной поверхностной мощностью.

Уравнение (205), выведенное на основании преобразования уравнения мощности, может быть использовано для расчета размеров нагревателей только, если известна величина допустимой удельной поверхностной мощности ω , вт/см^2 , которая должна точно соответствовать удельной теплоотдаче нагревателя.

Следовательно, чтобы найти величину ω , следует решить уравнение теплоотдачи нагревателя.

В большинстве среднетемпературных и высокотемпературных печей сопротивления тепло от нагревателя отдается главным образом излучением, происходящим между открытой поверхностью нагревателя, нагреваемого в печи материала и футеровки. Для этой основной группы печей сопротивления уравнение теплоотдачи может быть представлено в виде формул теплообмена излучением между непрозрачными телами, например формул (98 и 99).

Для низкотемпературных печей сопротивления с принудительной циркуляцией воздуха или газа основной способ теплоотдачи — конвекция, и уравнение теплоотдачи в этом случае представляется в виде формулы для конвекции (85).

Для печей с нагревателями, отделенными от нагреваемого материала огнеупорными массами (муфельные печи, печи с нагревателями, замурованными в керамическую массу, и др.), хотя теплоотдача от нагревателей осуществляется всеми тремя видами теплопередачи, решающее значение имеет теплопроводность, и уравнение теплоотдачи без особой ошибки может быть представлено формулой теплопроводности (76).

Все изложенные теоретические соображения о работе нагревателей в дальнейшем будут использованы для получения расчетных формул и графиков для выбора нагревателей (см. гл. 13).

3. Дуговой электронагрев

Дуговой электронагрев применяется в высокотемпературных электрических печах большой мощности — преимущественно для плавки различных материалов. На рис. 128 показаны типы дуго-

вых печей. Наибольшим термическим к. п. д. обладают дуговые печи прямого действия, особенно с закрытой дугой, так как в них имеются наилучшие условия для теплообмена между дугой и материалом, позволяющие быстро и с ограниченными потерями тепла нагревать материал до весьма высокой температуры. Дуговые печи прямого действия наиболее распространены в металлургии. Их применяют для выплавки стали и ферросплавов, для плавки и рафинирования меди и никеля и для переработки различного рудного сырья. Работа с закрытой дугой возможна при условии, что перерабатываемые материалы и продукты имеют ограниченную

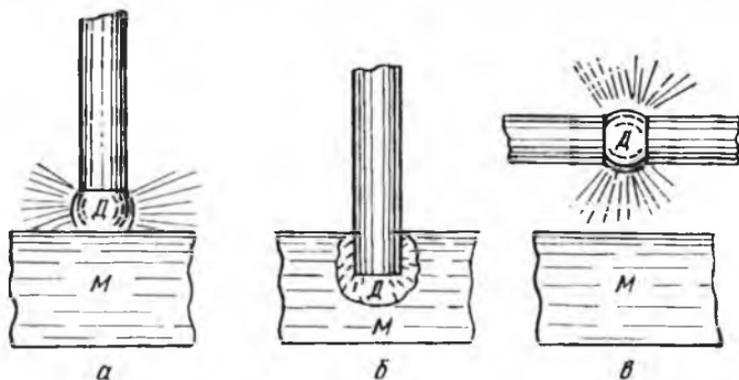


Рис. 128. Типы дуговых печей:

а — прямого действия с открытой зависимой дугой; б — прямого действия с закрытой зависимой дугой; в — косвенного действия с независимой дугой

электропроводность (не металлическую). В этом случае электропечи обычно работают по смешанному режиму, т. е. в них электрическая энергия преобразуется в тепловую не только в дуге, но и через сопротивление шихты или расплава. При плавке чистых металлов или сплавов с высокой (металлической) электропроводностью можно работать только с открытой дугой, горящей на поверхности материала, так как погружение электродов в слой материала поведет к короткому замыканию. Дуговые печи непрямого действия применяют в тех случаях, когда от соприкосновения перерабатываемого материала с дугой может ухудшиться качество продуктов или увеличиться потеря металлов, например при плавке некоторых цветных металлов и сплавов (латунь, бронза и др.). Дуговой электронагрев в отличие от нагрева сопротивлением не имеет каких-либо ограничений по мощности, что еще больше увеличивает значение этого способа преобразования электрической энергии в тепловую для металлургических печей.

Дуговой электронагрев складывается из двух основных процессов: процесса преобразования, электроэнергии в тепловую, протекающего в горячей дуге, и процесса теплообмена между дугой, материалом и футе-

ровкой. Описание закономерностей первого процесса является предметом так называемой теории дуги, и особенно дуги переменного тока большой мощности. Значительный вклад в разработку теории дуги внесли русские и советские ученые В. В. Петров, В. Ф. Миткевич, С. И. Тельный, И. Т. Жердев, К. К. Хренов, Г. А. Сисоян и др. Вопросами теплообмена между дугой, материалом и футеровкой занимались Д. А. Диомидовский, Н. В. Окороков и др.

Перейдем теперь к краткому изложению основных положений теории дуги и в первую очередь остановимся

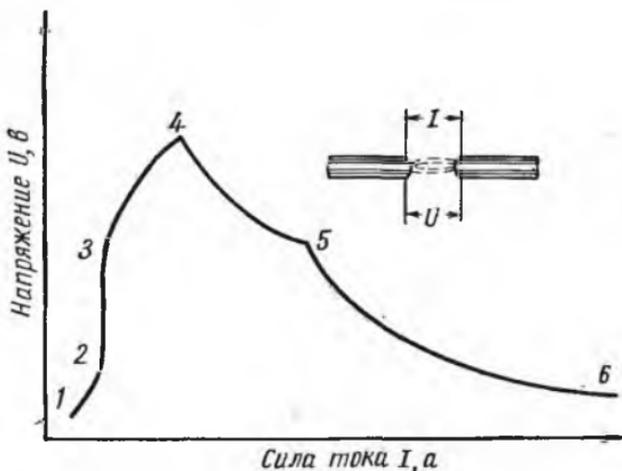


Рис. 129. Вольтамперная характеристика газового разряда

на дуге постоянного тока, без рассмотрения которой нельзя излагать закономерности дуги переменного тока. Электрическая дуга — одна из многих разновидностей прохождения электрического тока через газовое сопротивление, т. е. разновидность газового разряда, характеризующаяся весьма большой силой тока при ограниченном напряжении. На рис. 129 представлена вольтамперная характеристика различных разновидностей газового разряда, происходящего между концами двух электродов, подключенных к источнику постоянного тока. Электрический ток I через газовый промежуток возникает при некотором значении приложенного напряжения U в результате ионизации газов. Ионизация газов может наступить или вследствие внешних воздействий, например облучения ультрафиолетовыми, рентгеновыми или космическими лучами (несамостоятельная ионизация), или вследствие воздействия, приложенного к электродам напряжения (самостоятельная ионизация). Для сухого воздуха самостоятельная ионизация наблюдается при напряжении около 8 тыс. в. Таким образом, при ограниченном значении U ток через газовую прослойку может

возникнуть только в результате несамостоятельной ионизации (точка 1). При повышении напряжения U сила тока I увеличивается вследствие возрастания скорости движения ионов (участок кривой 1—2). При некотором уровне напряжения наступает момент, когда все образующиеся под действием несамостоятельной ионизации ионы достигают электродов и ток перестает увеличиваться, наступает насыщение (участок 2—3). При достижении U значения, соответствующего началу самостоятельной ионизации газов, вновь наблюдается увеличение I на участке кривой 3—4, который характеризует так называемый самостоятельный разряд. При дальнейшем повышении напряжения в газовом промежутке между электродами появляются искры и возникает искровой разряд (участок 4—5), при котором резко растет сила тока при значительном падении напряжения. Искровой разряд может самостоятельно перейти в электрическую дугу — участок 5—6, характеризующийся быстро увеличивающейся силой тока при резком падении напряжения. Для поддержания дуги требуется весьма ограниченное значение приложенного напряжения, иногда составляющее всего 10—20 в. В то же время плотность тока на электродах при дуговом разряде достигает 300—3000 $а/см^2$. Вольтамперная характеристика газовых разрядов показывает, что при искровом и дуговом разряде сила тока стремится к бесконечности и, следовательно, эти разновидности газовых разрядов могут длительно существовать только при последовательно включенном с ними каком-либо сопротивлении. При горячей электрической дуге ионизация газового слоя в значительной степени вызывается раскаленными концами электродов, особенно катода. На практике возникновение или зажигание дуги наиболее просто осуществляется не последовательным переходом газовых разрядов, как было показано на вольтамперной характеристике (рис. 129), а кратковременным сближением электродов до соприкосновения. Вследствие короткого замыкания через электроды проходит ток большой силы и разогревает их концы, в результате чего возникает интенсивная термоэлектронная эмиссия, ионизирующая газовый промежуток и создающая условия для возникновения дуги после раздвижки электродов. При этом способе зажигания дуги не требуется высокого напряжения и дуга легко зажигается при низком напряжении.

Электрическая дуга постоянного тока состоит из центрального стержня фиолетового цвета и окружающей его зелено-желтоватой оболочки. На поверхности катода выделяется светлое пятно, являющееся основанием столба дуги — так называемое катодное пятно. Катодное пятно дает мощный поток электронов, выбрасываемый с катода вследствие термоэлектронной эмиссии. Температура отдельных зон электрической дуги колеблется в пределах от 2000 до 8000° С и в среднем для наружной поверхности дуги

может приниматься около 3000°C . Вследствие такой высокой температуры находящиеся в районе дуги газы в значительной степени диссоциированы, а металлы находятся в парообразном состоянии. Высокая температура дуги и электродов весьма способствует ионизации газового промежутка между электродами и создает условия устойчивого горения дуги. Снижение температуры дуги, вызываемое несоответствием ее тепловой мощности с отдачей тепла в окружающее пространство, уменьшает ионизацию дугового промежутка и ухудшает устойчивое горение дуги вплоть до полного его прекращения. Поэтому в слабо разогретой печи при

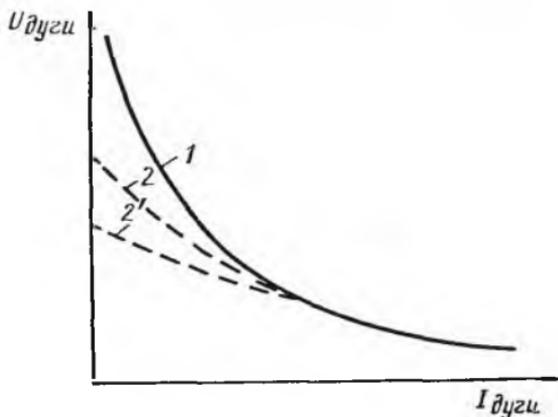


Рис. 130. Статическая и динамическая характеристики дугового разряда

холодной шихте дуга горит менее устойчиво, чем в разогретой печи, заполненной горячими материалами.

Зависимость между силой тока и напряжением дуги при постоянной длине дуги и медленном изменении силы тока в ограниченных пределах называется статической характеристикой дуги, характер которой меняется в зависимости от силы тока. Чем больше сила тока в дуге, тем слабее становится зависимость между силой тока и напряжением. У дуги с малой силой тока характеристика выражается резко падающей кривой, при которой напряжение на дуге заметно снижается с увеличением силы тока. При повышении силы тока статическая характеристика выражается все более пологой кривой, которая для большой силы тока переходит в горизонтальную кривую, когда напряжение на дуге практически почти не зависит от силы тока в ней (1 на рис. 130). Характеристика дуги снятая при очень быстром изменении ее тока, например при зажигании и угасании дуги, называется динамической характеристикой (2 и 2' на рис. 130). Кривые напряжения дуги при увеличении и уменьшении ее тока не совпадают и кривая, соответствующая уменьшению тока 2', располагается ниже кривой, соответствующей увеличению тока 2, что объясняется различным тепловым состоянием дугового промежутка. При зажигании дуги электроды менее разогреты и падение напряжения в дуге больше, чем при угасании дуги, когда электроды сильно разогреты.

При рассмотрении вольтамперной характеристики дуги (см. рис. 129) было показано, что устойчивое горение дуги возможно при последовательном включении добавочного сопротивления R .

При этом условии напряжение питающего источника $U_{\text{ист}}$ будет делиться на падение напряжения в дуге $U_{\text{д}}$ и падение напряжения в сопротивлении $I_{\text{д}}R$, где $I_{\text{д}}$ — ток дуги:

$$U_{\text{ист}} = U_{\text{д}} + I_{\text{д}}R. \quad (\text{I})$$

Выражение (I) представляет уравнение семейства прямых в координатах вольтамперной характеристики UI , выходящих из одной

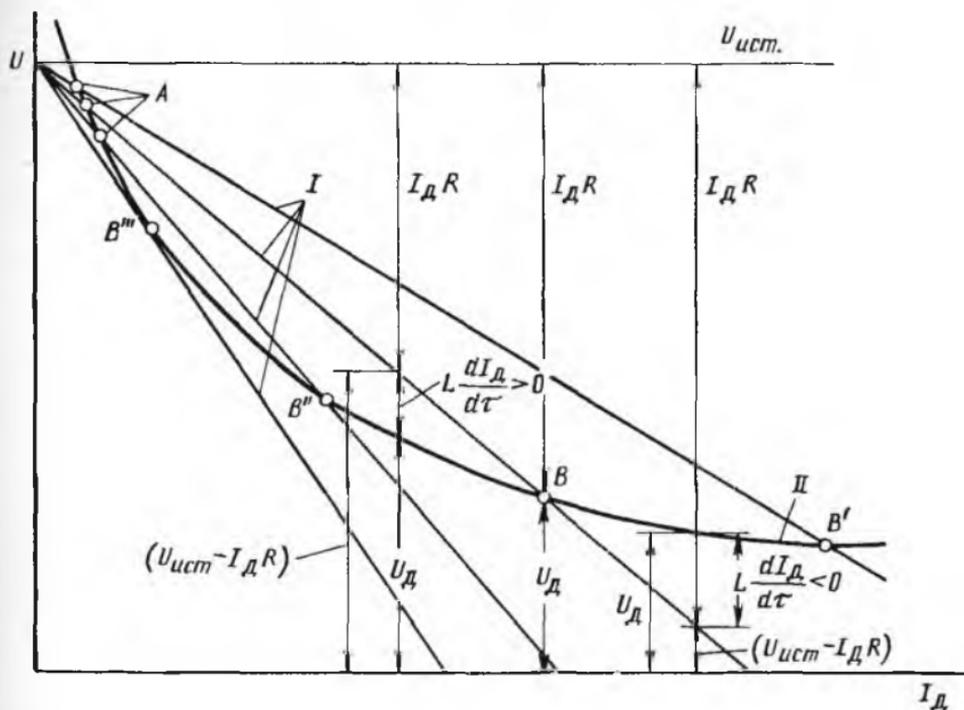


Рис. 131. Условия устойчивого горения дуги постоянного тока

точки на оси координат, соответствующей $U_{\text{ист}}$, и имеющих различный наклон в зависимости от величины R (рис. 131).

Если на этот же график нанести кривую статической характеристики дуги II , то она пересечется с прямыми I в двух точках A и B , которые покажут, при каких значениях $U_{\text{д}}$ и $I_{\text{д}}$ будет возможно горение дуги для каждого значения R . Более детальное рассмотрение вопроса показывает, что устойчивое горение дуги возможно только в точке B . Дело в том, что в уравнении (I) не учитывается самоиндукция цепи, которая проявится в виде противодействующей э. д. с., возникающей в цепи, при всех изменениях силы тока $I_{\text{д}}$. С учетом э. д. с. самоиндукции уравнение (I) следует записать в новом виде:

$$U_{\text{ист}} = U_{\text{д}} + I_{\text{д}}R + L \frac{dI_{\text{д}}}{d\tau}, \quad (\text{Ia})$$

где L — индуктивность цепи, gH ;
 τ — время.

Из рассмотрения графика рис. 131 видно, что при возрастании тока I_d по сравнению со значением, соответствующим точке B , величина э. д. с. самоиндукции

$$L \frac{dI_d}{d\tau} = (U_{\text{ист}} - I_d R) - U_d$$

будет отрицательной, а следовательно, отрицательной будет и величина $\frac{dI_d}{d\tau}$, в результате чего увеличившийся в первый момент ток I_d в дальнейшем начнет уменьшаться, пока не достигнет исходной величины, соответствующей точке B . При уменьшении тока I_d по сравнению с током, соответствующим точке B , величина $L \frac{dI_d}{d\tau}$ будет положительной и ток дуги вновь возрастет до прежнего значения. Эти рассуждения показывают, что ни влево, ни вправо от точки B горение дуги не будет устойчивым и только в точке B ток дуги будет поддерживаться неизменным и дуга гореть устойчиво.

Если аналогичные рассуждения повторить для точки A (рис. 131), нетрудно убедиться в том, что при возрастании тока дуги величина противодействующей э. д. с. самоиндукции будет положительной и, следовательно, ток будет и дальше увеличиваться, пока не достигнет значения, соответствующего точке B . При уменьшении тока I_d по сравнению со значением в точке A э. д. с. самоиндукции получит отрицательное значение, ток упадет до нуля и дуга погаснет. Следовательно, точка A характеризует неустойчивое состояние дуги, и горения дуги при токе, соответствующем точке A , не будет.

При изменении величины сопротивления R прямая I будет поворачиваться около точки своего пересечения с осью координат и точка устойчивого горения дуги B будет перемещаться в положение B' , B'' и т. д. При увеличении R точка B будет перемещаться в область меньших значений I_d , а при уменьшении R — в область больших значений I_d . Пределом увеличения R является точка B''' , лежащая на касательной к кривой II . При значительном уменьшении R устойчивое горение дуги будет наблюдаться только при большой силе тока I_d .

За исключением дуговых вакуумных электропечей с расходным электродом, дуговой электронагрев осуществляется обычно на наиболее распространенном в промышленности переменном трехфазном токе с нормальной частотой 50 *гц* и синусоидальной характеристикой. Горение дуги на переменном токе существенно отличается от дуги постоянного тока, так как напряжение, ток и полярность электродов непрерывно меняются вследствие чего электрическая дуга может периодически потухать и вновь зажи-

гаться. Для дуги переменного тока не существует статической характеристики, а динамическая характеристика имеет особый вид, показанный на рис. 132, *a* совместно с синусоидой переменного тока *b*. Вольт-амперная характеристика дуги переменного тока имеет форму петли 1—2—3 или 4—5—6, образующуюся в результате того, что напряжение зажигания дуги (участки кривых 1—2 и 4—5) всегда больше, чем напряжение потухания (участки 2—3 и 5—6). Периодическое зажигание и потухание дуги переменного тока происходит в начале и в конце каждого полупериода синусоиды переменного тока, причем ионизация дугового промежутка больше при потухании, чем и объясняется разница в кривых напряжения для зажигания и потухания. При больших токах напряжение зажигания и потухания уравнивается и динамическая характеристика дуги принимает вид двух прямых 7—8 и 9—10.

Рассмотрим теперь более подробно условия устойчивого горения дуги переменного тока. Если в цепи дуги переменного тока отсутствует индуктивное сопротивление, то горение дуги носит периодический, прерывистый характер, что видно по кривым тока дуги I_d , напряжения на дуге U_d и напряжения источника $U_{ист}$, показанным на рис. 133, *a*.

При возрастании $U_{ист}$ от нуля дуга зажигается только в момент, когда $U_{ист}$ равно U_1 , соответствующему напряжению зажигания дуги. В этот же момент в цепи появляется ток I_d , возрастающий по какому-то закону, отличному от синусоиды. В дальнейшем напряжение U_d отличается от $U_{ист}$ и изменяется по кривой $U_1 - U_2$, где $U_1 > U_2$, так как U_2 есть напряжение потухания дуги. Когда $U_{ист}$, изменяясь по синусоиде, достигнет значения U_2 , то дуга потухнет и ток прекратится, т. е. $I_d = 0$. После перехода $U_{ист}$ по синусоиде через нулевое значение все описанные явления повторятся на участке второго полупериода синусоиды. Следовательно, U_d и I_d в дуге переменного тока изменяются по кривым, отличным от синусоиды и имеющим разрывы, в течение которых электрический ток вообще отсутствует, вследствие чего коэффициент мощности дуги должен быть

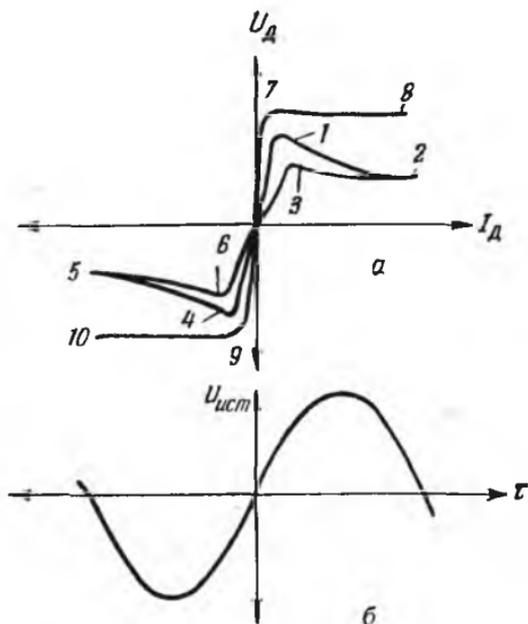


Рис. 132. Вольт-амперная динамическая характеристика дуги переменного тока

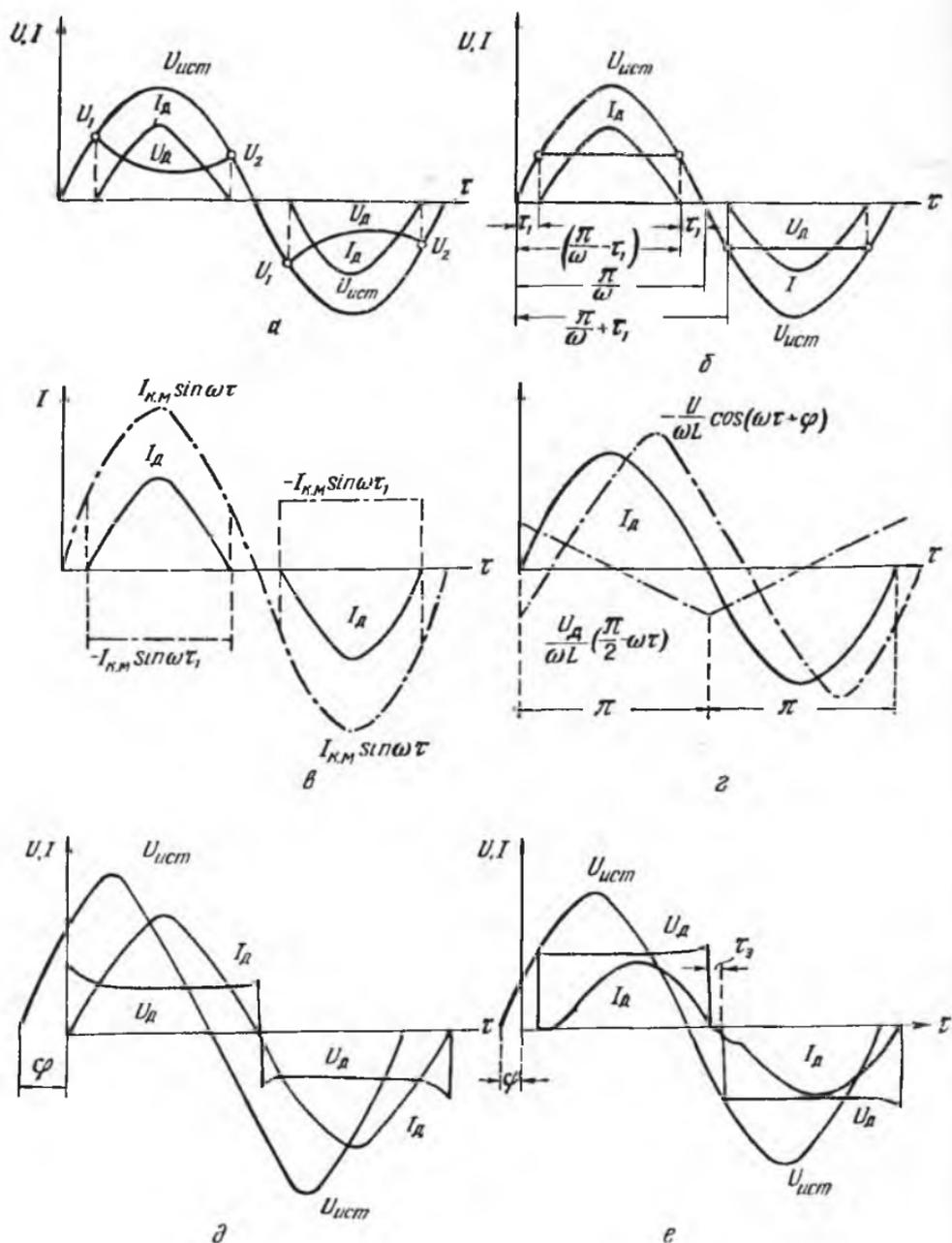


Рис. 133. Кривые тока и напряжения дуги переменного тока

меньше единицы. После потухания дуги и кратковременного прекращения электрического тока новое зажигание дуги может произойти только в том случае, если нарастание напряжения на дуге в промежутке обеспечит необходимую степень ионизации газовой прослойки.

В заводских печах электрическая дуга горит в условиях большой силы тока и сильно разогретых электродов, вследствие чего вольтамперная ее характеристика имеет форму прямых линий (см. рис. 132, *a*, прямые 7—8 и 9—10), показывающих, что напряжение на дуге U_d для этого случая постоянно и не зависит от величины тока I_d .

Для такой дуги при отсутствии в ее цепи индуктивного сопротивления применимо уравнение (I), использованное ранее для дуги постоянного тока, при условии подстановки в это уравнение вместо постоянного значения напряжения источника следующего его значения:

$$U_{\text{ист}} = U \sin \omega t,$$

где U — максимальное или амплитудное значение напряжения источника;

ω — угловая скорость;

t — время.

Для дуги переменного тока без индуктивного сопротивления получим следующее выражение:

$$U \sin \omega t = U_d + I_d R. \quad (\text{II})$$

Дуга зажигается в момент τ_1 , когда $U_{\text{ист}} = U_d$, и с этого момента в дуге появляется ток, величина которого будет возрастать (рис. 133, *b*). Период отсутствия тока в дуге τ_1 может быть определен из условия

$$U_{\text{ист}} = U_d = U \sin \omega \tau_1,$$

или

$$\omega \tau_1 = \arcsin \frac{U_d}{U}.$$

Потухнет дуга в момент τ_2 , для которого

$$\omega \tau_2 = \pi - \omega \tau_1.$$

Считая, что в пределах одного полупериода синусоиды оба перерыва в токе одинаковы и равны τ_1 , найдем общее время, в течение которого дуга не будет гореть:

$$2\tau_1 = \frac{2 \arcsin \frac{U_d}{U}}{\omega} = \frac{\arcsin \frac{U_d}{U}}{\pi f}, \quad (\text{III})$$

где f — частота переменного тока;

$$f = \frac{\omega}{2\pi}.$$

Из выражения (II) находим

$$I_d = \frac{U \sin \omega \tau - U_d}{R}.$$

Подставляя в это выражение для I_d значение $U_d = U \sin \omega \tau_1$, получим новое выражение для I_d :

$$I_d = \frac{U}{R} (\sin \omega \tau - \sin \omega \tau_1),$$

действительное для периода времени между τ_1 и $\tau_2 = \frac{\pi}{\omega} - \tau_1$.

Величина $\frac{U}{R}$ представляет собой амплитудное значение тока в цепи, когда $U_d = 0$, т. е. тока короткого замыкания электродов $I_{к. м}$:

$$I_{к. м} = \frac{U}{R}.$$

Отсюда

$$I_d = I_{к. м} (\sin \omega \tau - \sin \omega \tau_1). \quad (IV)$$

Рассматривая выражение (IV), можно сделать заключение, что ток дуги при отсутствии в цепи индуктивного сопротивления изменяется по кривой, получающейся как результат сложения синусоиды $I_{к. м} \sin \omega \tau$ и прямой, параллельной оси абсцисс $I_{к. м} \sin \omega \tau_1$ (рис. 132, в). Для каждого полупериода в кривой тока имеются разрывы продолжительностью $2\tau_1$, величина которых определяется отношением $\frac{U_d}{U}$ [см. выражение (III)]. Для устойчивого горения дуги необходимо, чтобы продолжительность перерывов в токе $2\tau_1$ была возможно меньше, а это достигается при условии минимального значения отношения $\frac{U_d}{U}$, т. е. когда U_d значительно меньше амплитудного значения напряжения источника переменного тока. Отметим, что напряжение на дуге U_d будет изменяться вначале по синусоиде $U \sin \omega \tau$, затем по прямой U_d , далее опять по синусоиде и т. д.

Если в цепи дуги имеется индуктивное сопротивление ωL и отсутствует активное сопротивление R , то к ней можно применить уравнение (Ia), данное ранее для дуги постоянного тока. Для дуги переменного тока имеем

$$U \sin (\omega \tau + \varphi) = U_d + \omega L \frac{dI_d}{d\omega \tau}, \quad (IIa)$$

где φ — угол сдвига напряжения по отношению к току в момент прохождения тока через нуль, т. е. при $\tau = 0$.

Из выражения (IIa) находим $\frac{dI_d}{d\omega\tau}$:

$$\frac{dI_d}{d\omega\tau} = \frac{U \sin(\omega\tau + \varphi)}{\omega L} - \frac{U_d}{\omega L}. \quad (\text{IIIa})$$

Для нахождения тока дуги I_d интегрируем выражение (IIIa) и после нахождения значения постоянной интегрирования из условия $\omega\tau = 0$, $I_d = 0$ получим

$$I_d = -\frac{U}{\omega L} \cos(\omega\tau + \varphi) + \frac{U}{\omega L} \cos \varphi - \frac{U_d}{\omega L} \omega\tau. \quad (\text{IVa})$$

В конце первого полупериода $\omega\tau = \pi$, $I_d = 0$, и уравнение (IVa) дает

$$U_d \pi = 2U \cos \varphi,$$

или

$$\cos \varphi = \frac{\pi}{2} \cdot \frac{U_d}{U}. \quad (\text{Va})$$

Из выражения (Va) следует, что сдвиг фаз между напряжением и током в рассматриваемой цепи будет $< 90^\circ$, а $\cos \varphi$ будет тем больше, чем больше отношение $\frac{U_d}{U}$. Если значение $\cos \varphi$ по уравнению (Va) подставить в уравнение (IVa), получим

$$I_d = -\frac{U}{\omega L} \cos(\omega\tau + \varphi) + \frac{U_d}{\omega L} \left(\frac{\pi}{2} - \omega\tau \right). \quad (\text{VIa})$$

Из уравнения (VIa) видно, что кривая тока дуги складывается из двух кривых (рис. 132, з): синусоиды, сдвинутой по отношению к напряжению на угол φ , с амплитудой, равной амплитуде тока короткого замыкания, и ломаной линии, опережающей ток на 90° .

Уравнение (VIa) применимо только при условии непрерывного горения дуги, что возможно при значительных сдвигах фаз, определяемых малыми значениями $\cos \varphi$ и отношения $\frac{U_d}{U}$ (выражение Va). Кривые тока и напряжения для такого случая даны на рис. 133, д. Как видно из этого графика, $U_{\text{ист}}$ опережает ток дуги на угол φ и при падении напряжения источника до нуля ток в дуге не прерывается за счет энергии, накопленной в индуктивности цепи, и напряжение на дуге U_d остается постоянным. При уменьшении I_d до нуля значение $U_{\text{ист}}$ уже будет больше напряжения, необходимого для зажигания дуги, которая не погаснет, а только переменит свою полярность.

При ограниченном сдвиге фаз (небольшое значение φ) напряжение источника $U_{\text{ист}}$ незначительно превышает напряжение дуги U_d , и в момент перехода тока I_d через нуль $U_{\text{ист}} < U_d$, вследствие чего кривые тока и напряжения дуги имеют разрывы,

продолжительность которых τ_3 зависит от отношения $\frac{U_d}{U}$ (рис. 133, e).

Предельным случаем непрерывного горения дуги будет такой, когда $U_{ист} = U_d$ при переходе I_d через нуль. При этом

$$U \sin \varphi = U_d.$$

Отсюда находим условие непрерывного горения дуги:

$$\frac{U_d}{U} \leq \sin \varphi.$$

Известно, что

$$\sin \varphi = \sqrt{1 - \cos^2 \varphi};$$

$$\cos \varphi = \frac{\pi}{2} \cdot \frac{U_d}{U} \quad [\text{по уравнению (Va)}].$$

Следовательно,

$$\frac{U_d}{U} \leq \sqrt{1 - \left(\frac{\pi}{2} \cdot \frac{U_d}{U}\right)^2}. \quad (\text{VIIa})$$

Математическое исследование выражения (VIIa) показывает, что непрерывное горение дуги поддерживается при следующем условии:

$$\frac{U_d}{U} \leq 0,54.$$

Отсюда

$$\cos \varphi = \frac{\pi}{2} \cdot \frac{U_d}{U} \leq \frac{\pi}{2} \cdot 0,54 \leq 0,85.$$

Следовательно, если в цепи дуги имеется только индуктивное сопротивление между током дуги и напряжением источника, наблюдается сдвиг, отличный от 90° . Величина этого сдвига зависит от отношения между напряжением горячей дуги и амплитудным значением напряжения источника $\frac{U_d}{U}$. Чем меньше $\frac{U_d}{U}$, тем больше сдвиг, и тем меньше время перерывов в горении дуги.

При $\frac{U_d}{U} \leq 0,54$ и $\cos \varphi \leq 0,85$ горение дуги переменного тока становится непрерывным.

Если в цепи дуги имеется активное и индуктивное сопротивления, то уравнение (II) будет иметь полный вид для дуги переменного тока:

$$U \sin \omega \tau = U_d + I_d R + \omega L \frac{dI_d}{d\omega \tau}.$$

С. И. Тельный проинтегрировал это дифференциальное уравнение, чтобы найти выражение для тока дуги I_d и показал, что, как

и в случае только одного индуктивного сопротивления, с уменьшением отношения $\frac{U_d}{U}$ увеличивается сдвиг фазы I_d по отношению к фазе $U_{ист}$, но величина этого сдвига меньше. Так же как и при чисто индуктивном сопротивлении, непрерывное горение дуги наступает при уменьшении отношения $\frac{U_d}{U}$ до определенного значения. Величина отношения $\frac{U_d}{U}$, при котором обеспечивается непрерывное горение дуги, зависит от отношения индуктивного и активного сопротивлений цепи $\frac{\omega L}{R}$, определяемого по графику рис. 134, 1. Как видно из этого графика, для случая присутствия в цепи индуктивного и активного сопротивлений величина отношения для однофазной дуги всегда меньше 0,54 и приближается к этому значению при $\frac{\omega L}{R}$, стремящемся к бесконечности (т. е. при $R \rightarrow 0$).

На практике мощные дуговые печи работают устойчиво и при более высоких значениях отношения $\frac{U_d}{U}$. Это объясняется тем, что эффективный дуговой нагрев может достигаться и при кратковременных перерывах в кривой тока при условии достаточно большой мощности дуги и высокотемпературного разогрева электродов и большой тепловой инерции очага горения.

Все изложенное о дуге переменного тока справедливо для однофазных систем или для трехфазных с нулевым проводом. Для случая, если нуль печи не соединен с нулем трансформатора, численные соотношения будут несколько иные, устойчивость горячей дуги повысится и можно получить ту же устойчивость при меньшем индуктивном сопротивлении цепи (рис. 134, 2). Данные графика (рис. 134) могут использоваться для подбора величин индуктивного и активного сопротивлений для дуговых печей.

Снятые с заводских дуговых печей кривые фактического напряжения и тока носят название осциллограмм напряжений и тока дуги, так как для снятия этих кривых применяют осциллографы. Типичные осциллограммы заводской дуговой печи показаны на рис. 135, из которых видно, что ток дуги изменяется во времени по несинусоидальной кривой, в какой-то степени напоминающей синусоиду, а кривые напряжения дуги обычно имеют резко выраженную несинусоидальную форму седла или трапеции. Такая форма осциллограмм является важнейшей характеристикой, свидетельствующей о том, что в цепи имеется горящая электрическая дуга.

Наибольшая эффективность дугового нагрева может быть достигнута при условии правильного выбора электрического

режима горячей дуги и в первую очередь величины п а п р я ж е н и я и с и л ы т о к а .

В настоящее время еще не создана научно обоснованная методика определения наиболее выгодного напряжения для питания дуговых печей. Поэтому напряжение выбирают по данным заводской практики в пределах от 100 до 900 в, причем более высокое напряжение обычно принимают для дуговых печей большой мощности и для печей с закрытой дугой. Связь максимального рабочего напряжения $U_{\text{лин}}$ и номинальной мощности печи $P_{\text{ном}}$ принято выражать эмпирической формулой

$$U_{\text{лин}} = kP_{\text{ном}}^n, \quad (206)$$

где k и n — эмпирические коэффициенты, имеющие различные значения в зависимости от типа печи и характера процесса.

При выборе напряжения следует учитывать, что работа на повышенном напряжении более рациональна, так как дает снижение потерь электроэнергии и увеличивает длину и тепловое излучение дуги. Верхний предел напряжения 900 в определяется в основном условиями электрической изоляции печи и безопасности обслуживающего персонала.

После определения величины напряжения другие показатели электрического режима электропечной установки с дуговым нагревом, выбирают по ее р а б о ч и м х а р а к т е р и с т и к а м :

силе тока I_2 , мощности, преобразуемой в дуге, $P_{\text{дп}}$, активной мощности P , мощности, потерянной в сети, $P_{\text{эл}}$, номинальной мощности $P_{\text{ном}}$, электрическому к. п. д. $\eta_{\text{эл}}$, коэффициенту мощности $\cos \varphi$.

Рабочие характеристики дуговых печей находят построением круговых диаграмм, которые для вновь проектируемых печей строят по расчетным данным. Для действующих заводских печей данные для определения рабочих характеристик и построение круговых диаграмм снимают с натуры при помощи соответствующих контрольно-измерительных приборов.

Режим горячей электрической дуги можно регулировать изменением питающего дугу напряжения или силы тока. Регулирование дуги изменением напряжения проводят обычно скачкообразно, переключая ступени напряжения печного трансформатора. Регулирование дуги изменением силы тока может проводиться плавно перемещением электродов, вызывающим изменение длины дуги и ее сопротивления. Регулирование дуги изменением питающего

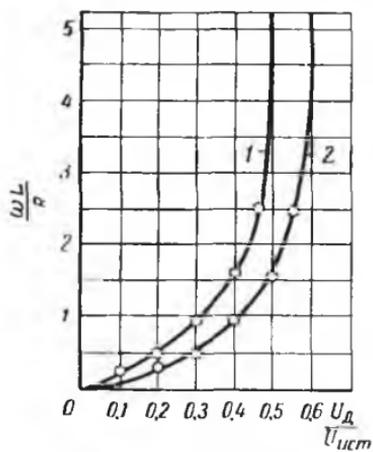


Рис. 134. Условия устойчивого горения дуги переменного тока для цепи, имеющей индуктивное и активное сопротивление:

1 — однофазная дуга; 2 — трехфазная дуга

напряжения применяют при необходимости значительно изменить мощность, например, при пуске и разогреве печей, переходе от плавления шихты к рафинированию или отстаиванию и т. п. Режим дуги в периоды установившейся работы печей, характеризующиеся незначительным изменением их мощности, обычно регулируют при постоянном напряжении по силе тока. Так как большинство современных систем регулирования мощности дуговых печей построено по принципу поддержания постоянной силы тока, принято рабочие характеристики определять в зависимости от силы тока.

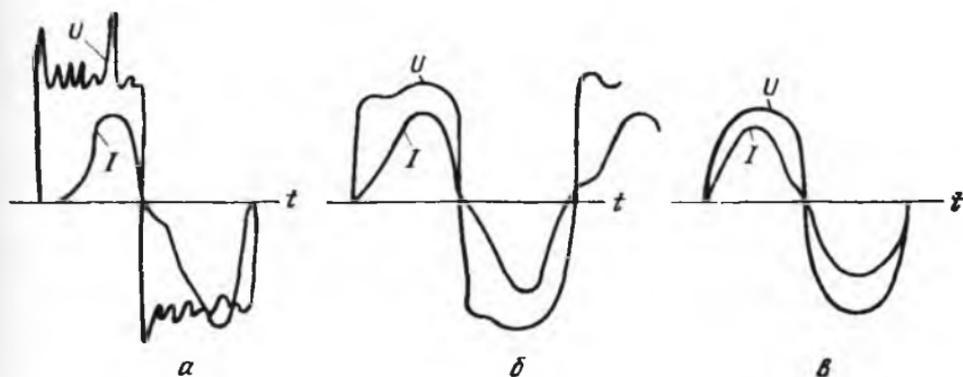


Рис. 135. Типичные осциллограммы тока и напряжения заводской плавильной дуговой печи:

а — начало плавления; *б* — конец плавления; *в* — рафинирование жидкой ванны

Для нахождения зависимости рабочих характеристик от силы тока строят круговую диаграмму печной установки применительно к одной рабочей фазе. Для построения круговой диаграммы вначале составляют схему замещения цепи одной фазы (рис. 136, *а*), в которой все активные и индуктивные сопротивления электрической цепи дуги включены на фазовое напряжение вторичной низковольтной обмотки печного трансформатора $U_{2ф}$. Полная электрическая цепь дуги состоит из основного индуктивного сопротивления в виде дросселя, располагающегося на стороне высокого напряжения, первичной и вторичной обмоток печного трансформатора, подводки от трансформатора до электродов, называемой короткой сетью, и самой горячей дуги. Кроме того, должны учитываться потери энергии в железе трансформатора, заменяемые эквивалентными величинами индуктивного и активного сопротивлений x_0 и r_0 (потери холостого хода).

Для составления схемы замещения печной установки действительные активные и индуктивные сопротивления пересчитаны

на напряжение низкой стороны $U_{2\phi}^*$. Если пренебречь потерями энергии в железе трансформатора ввиду их незначительности (не более 3%) и заменить все индуктивные и активные сопротивления на величины X и R , представляющие суммы сопротивлений:

$$X = x_{др}'' + x_{T_1}'' + x_{T_2} + x_2;$$

$$R = r_{др}'' + r_{T_1}'' + r_{T_2} + r_2,$$

то схема замещения будет состоять только из трех последовательно включенных сопротивлений X , R и R_d (рис. 136, б), из

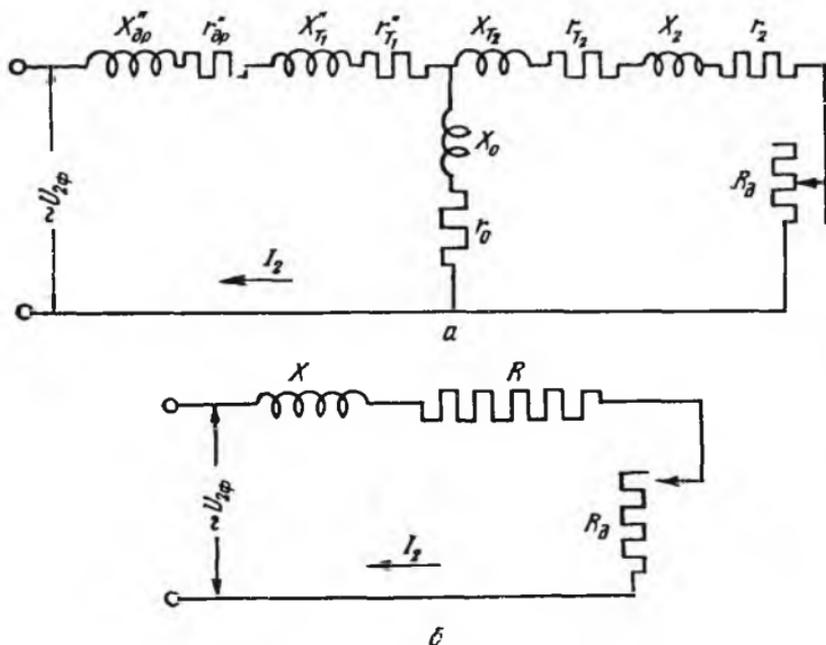


Рис. 136. Схема замещения печной установки с дуговым нагревом:

а — развернутая схема; б — упрощенная схема.

Индуктивные сопротивления: $x_{др}''$ — дросселя; x_{T_1}'' — первичной обмотки трансформатора; x_{T_2} — вторичной обмотки трансформатора; x_2 — короткой сети; x_0 — потери в железе трансформатора.

Активные сопротивления: $r_{др}''$ — дросселя; r_{T_1}'' — первичной обмотки трансформатора; r_{T_2} — вторичной обмотки трансформатора; r_2 — короткой сети; r_0 — потери в железе трансформатора; R_d — горячей дуги

которых только величина R_d является переменной. Для этой упрощенной схемы замещения и строят векторную круговую диаграмму (рис. 137), в которой окружность LM представляет геометрическое место концов векторов, изображающих фазовое напряжение сети $U_{2\phi}$ при различных режимах ра-

* Формулы для пересчета см. Н. В. Окороков. Электроплавильные печи черной металлургии. Металлургиздат, 1950, с. 291.

боты. Вначале строят прямоугольный треугольник напряжения короткого замыкания OAB для режима когда $R_d = 0$. При его построении падение напряжения на активном сопротивлении отлагается по вертикали, а на индуктивном — по горизонтали. Отрезок $OA = I_{2к.з}X$ представляет в соответствующем масштабе падение напряжения на индуктивном сопротивлении, а отрезок

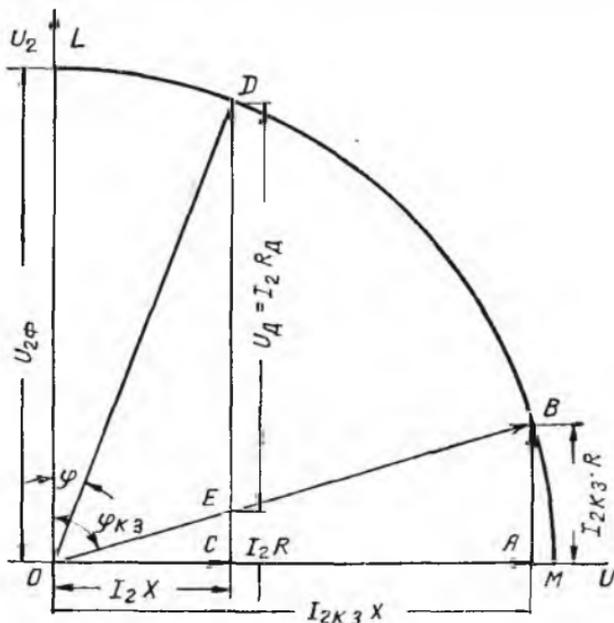


Рис. 137. Круговая диаграмма электропечной установки с дугowym нагревом

$AB = I_{2к.з}R$ — падение напряжения на активном сопротивлении при токе короткого замыкания $I_{2к.з}$. Ток короткого замыкания находится из уравнения:

$$I_{2к.з} = \frac{U_{2ф}}{\sqrt{R^2 + x^2}}$$

Величина тока короткого замыкания $I_{2к.з}$ обычно не превышает нормальную силу тока более чем в 2,5—3 раза, для чего в цепи дуги предусматривается необходимое индуктивное сопротивление x , одновременно повышающее и устойчивость горения дуги. Гипотенуза треугольника короткого замыкания OB соответствует напряжению питающей сети $U_{2ф}$, а угол $\varphi_{кз}$ между вектором OB и OL представляет угол сдвига фаз между током и напряжением при режиме короткого замыкания. При всех других режимах работы печной установки, когда $R_d > 0$, сумма падений напряжения на активном и индуктивном сопротивлениях цепи и на самой дуге должна всегда равняться $U_{2ф}$. Следовательно, вершины всех треугольников напряжения, изображающих эти режимы, должны

лежать на окружности LM . Треугольник напряжения OCD , построенный для силы тока в цепи $I_2 < I_{2к.з}$, дает возможность определить величину падения напряжения в дуге $U_d = I_2 R_d$ по величине вектора ED , величину падения напряжения в активном сопротивлении сети, равную $I_2 R$, по величине вектора CE и угол сдвига фаз φ — между током I_2 и напряжением $U_{2ф}$.

Построив несколько треугольников напряжения для различных значений тока дуги, можно получить данные для определения рабочих характеристик печной установки при помощи соответствующих формул. Для трехфазных установок мощность, преобразуемая в дуге,

$$P_{пр} = 3I_2^2 R_d \cdot 10^{-3} \text{ квт.} \quad (207)$$

Мощность, потерянная в дросселе, трансформаторе, короткой сети и электродах

$$P_{эл} = 3I_2^2 R \cdot 10^{-3} \text{ квт.} \quad (208)$$

Полная активная мощность

$$P = P_{пр} + P_{эл} = 3I_2^2 (R_d + R) \cdot 10^{-3} \text{ квт.} \quad (209)$$

Кажущаяся, или номинальная, мощность

$$P_{ном} = 3U_{2ф} I_2 \cdot 10^{-3} \text{ ква.} \quad (210)$$

Электрический к. п. д. установки

$$\eta_{эл} = \frac{P_{пр}}{P} = \frac{R_d}{R_d + R} \quad (211)$$

Коэффициент мощности

$$\cos \varphi = \frac{P}{P_{ном}} = \frac{I_2 (R_d + R)}{U_{2ф}} \quad (212)$$

После вычисления по формулам (207—212) значений мощности, электрического к. п. д. и коэффициента мощности для различных значений рабочего тока строят диаграмму рабочих характеристик печной установки в координатах: сила тока — показатели электрического режима. На рис. 138 приведена диаграмма рабочих характеристик дуговой печи с трансформатором 2250 ква при работе ее с дросселем.

Диаграмма показывает, что ток короткого замыкания в данной установке составляет 21 000 а. Величины $\eta_{эл}$, $\cos \varphi$ и напряжения на дуге U_2 непрерывно уменьшаются с увеличением силы тока. Мощность, преобразуемая в дуге, вначале возрастает, достигая максимального значения при силе тока 13 000 а, а в дальнейшем снижается до нуля. Полная активная мощность достигает максимума при токе 17 000 а. На основании диаграммы рабочих характеристик можно выбрать нормальную силу тока печи, при

которой другие показатели имеют оптимальное значение. Мощность, преобразуемая в дуге, будет максимальной при токе 13 000 а, однако более целесообразно работать на токе 9000 а, при котором мощность на дуге остается почти такой же, а величина $\eta_{эл}$ и $\cos \varphi$ значительно возрастают. Принято ориентировать работу дуговых установок на такие нормальные токи, когда каждому приращению преобразуемой мощности на 1 кВт соответствует приращение

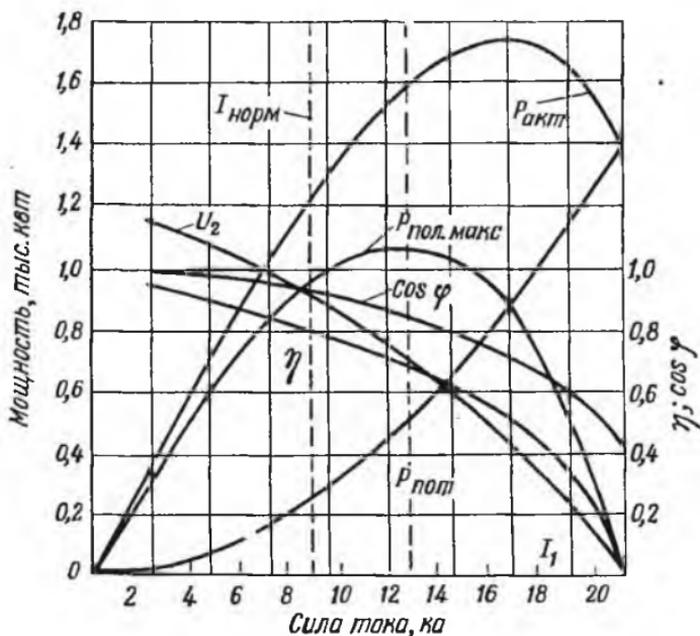


Рис. 138. Рабочие характеристики дуговой электропечи

потерь в электрической сети не более 1 кВт. Если дуговая печь работает на нескольких ступенях рабочего напряжения, то оптимальный нормальный ток определяют для каждой ступени напряжения.

При нахождении рабочих характеристик дуговых печей допускается ряд упрощений, несколько искажающих реальные условия работы. Обычно принимают синусоидальный характер тока и напряжения в железе трансформатора (потери холостого хода), постоянство активных и индуктивных сопротивлений, симметричную нагрузку печного трансформатора и стационарное горение всех дуг печи.

Так как в заводских дуговых печах указанные условия обычно нарушаются, то и рабочие характеристики, построенные на основании этих условий, несколько отличаются от действительных эксплуатационных показателей печей.

Вследствие сравнительно небольшой величины питающего напряжения сила тока в дуговых печах получается весьма зна-

чительной, что обуславливает возникновение значительных электродинамических взаимодействий между проводниками отдельных фаз.

Электродинамические явления в дуговых печах проявляются во взаимодействии кабелей короткой сети и во взаимодействии горящих дуг. В короткой сети гибкие кабели при сильных толчках тока могут раскачиваться, и для предотвращения этого их скрепляют колодками. Горящие дуги под влиянием электродинамических усилий отталкиваются одна от другой и смещаются в сторону от центральных осей электродов. Явление отклонения дуг под действием электродинамических усилий было использовано С. И. Тельным и Л. И. Морозенским для создания конструкции дуговых печей с регулируемым положением дуг и перемешивания металла в ванне при помощи наложения магнитных полей, создаваемых специальными катушками.

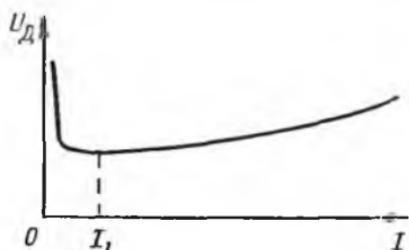


Рис. 139. Вольт-амперная характеристика дуги для вакуумной печи с расходным электродом

В настоящее время для перемешивания металла в сталеплавильных печах используют действие магнитного поля не на дуги, а на жидкий металл, располагая с внешней стороны кожуха печи под сферическим днищем двухфазную обмотку, питающуюся переменным током низкой частоты (0,4—2,0 *гц*), которая создает бегущее магнитное поле.

В последнее время для получения качественных сплавов и чистых металлов стали применять вакуумные дуговые печи с расходным электродом, в которых электрическая дуга горит в вакууме, достигающем 10^{-4} мм рт. ст., между электродом и слитком, имеющими одинаковый химический состав. Для предупреждения загрязнения слитка материалом тигля его делают металлическим водоохлаждаемым. Такие печи наиболее устойчиво работают на постоянном токе, и электрод служит катодом, а слиток анодом. Дуговой разряд происходит здесь в основном вследствие ионизации паров металлов, а атомы газа остаются нейтральными. Поэтому напряжение на дуге практически не зависит от величины вакуума и сравнительно мало зависит от мощности печей. Вольт-амперная характеристика дуги в разреженных парах металлов показана на рис. 139. Начальный крутопадающий участок кривой соответствует токам до 100—300 *а* при любых диаметрах электрода и слитка; современные печи работают на токах, измеряемых тысячами и десятками тысяч ампер, которым соответствует полого возрастающий участок характеристики, лежащий за пределами неустойчивого горения при токах $I_1 > 300 \div 500$ *а* и напряжении дуги 20—40 *в*. Длина дуги при этом невелика, что уменьшает опасность переброски дуги со слитка

на стенку водоохлаждаемого тигля, хотя и не исключает полностью этой возможности. Вследствие плавления и стекания металла с катода на слиток в печи с расходуемым электродом невозможно значительно перегреть металлы и сплавы выше их температуры плавления, что является недостатком этого типа дугового нагрева.

4. Смешанный электронагрев

Смешанный электронагрев, представляющий результат совместного тепловыделения в электрической дуге и в сопротивлении слоя шихты или расплавов, имеет основное значение для рудно-термических печей, выплавляющих ферросплавы и чугун и пере-

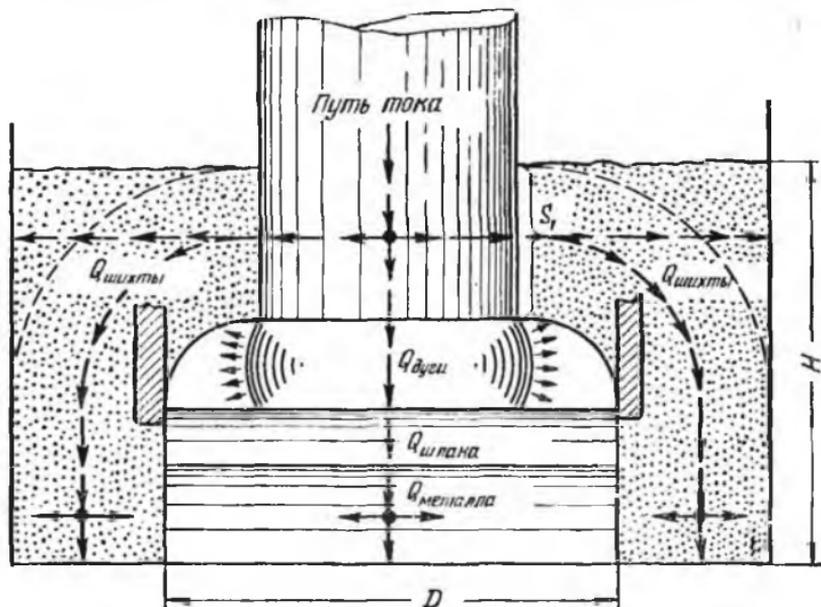


Рис. 140. Схема тепловыделений в горне электропечи при смешанном нагреве

рабатывающих рудное сырье и полупродукты цветной металлургии и химической промышленности. В самом общем случае электрический ток, проходящий через дугу и слои шихты, шлака и металла (рис. 140), преобразуется в них в тепловую энергию $Q_{\text{дуги}}$, $Q_{\text{шихты}}$, $Q_{\text{шлака}}$, $Q_{\text{металла}}$ и общее тепловыделение в печи $Q_{\text{общ}}$ представляет сумму перечисленных тепловыделений:

$$Q_{\text{общ}} = Q_{\text{дуги}} + Q_{\text{шихты}} + Q_{\text{шлака}} + Q_{\text{металла}}$$

Принципиальная схема расчета всех этих тепловыделений и связь их с геометрией горна рудно-термических печей была в свое время освещена автором, показавшим, что для точного расчета тепловыделений недостает еще очень многих данных по терми-

ческой характеристике дуги, электросопротивлениям шихты и расплавов, форме и размерам токопроводящих участков и т. п. В результате недостаточности экспериментального материала предложенный автором метод расчета рудно-термических электропечей носит пока ориентировочный характер и имеет ограниченное применение.

М. С. Максименко предложил классификацию электротермических процессов в зависимости от распределения энергии по

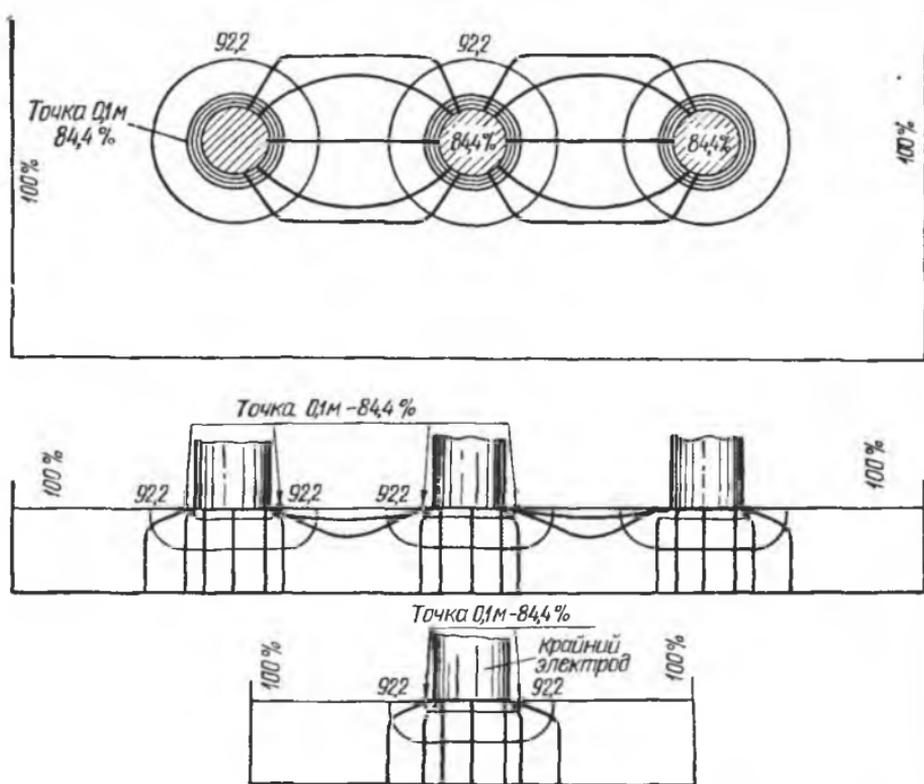


Рис. 141. Электрическое поле электропечи при малом погружении электродов

зонам или участкам горна печей, предусматривающую разделение на две основные группы: 1) процессы, в которых доля энергии, поглощаемая в дуге p , больше доли энергии, поглощаемой в шихте и расплавах q ; 2) процессы, у которых $p < q$. На основе этой классификации им были даны рекомендации по выбору вторичного напряжения, удельной мощности и размерам горна электрических печей.

Для цветной металлургии наибольшее значение имеют рудно-термические печи, работающие с электродами, заглубленными в толстый слой шлака, в которых происходит смешанный электронагрев, складывающийся из двух основных составляющих: $Q_{\text{дуги}}$ и $Q_{\text{шлака}}$. Для этих печей $Q_{\text{шихты}}$ и $Q_{\text{металла}}$ очень незначительны

и ими можно пренебрегать. Закономерности работы рудно-термических печей цветной металлургии были детально исследованы автором на моделях и заводских печах, в результате чего были сформулированы основные положения теории этих печей.

Рудно-термические электропечи цветной металлургии по существу своей работы могут быть представлены как тепловые ванны с токоподводящими электродами, опущенными в своеобразный электролит — расплавленный шлак, со слоем штейна или сплава внизу ванны, обладающим металлической проводимостью. Основное тепловыделение и главные процессы электроплавки происходят в ванне, а газовый объем печей является почти инертным сборником газообразных продуктов процесса. Выделяющееся в ванне тепло нагревает в первую очередь массы шлака, прилежащие к электродам, вследствие чего нагретый шлак энергично движется от электродов к стенкам печи. Нагретый шлак, встречая на своем пути массивы погруженной шихты, передает ей тепло, вызывая тем самым процессы термического преобразования шихты и ее плавление.

Важнейшая характеристика процесса преобразования электрической энергии в тепловую в рассматриваемых печах — электрическое поле в ванне. Электрическое поле для трех-электродной прямоугольной электропечи при малом погружении электродов, снятое на водяной модели и проверенное на заводских печах, показано на рис. 141. Электрическое поле построено в трех плоскостях: в плане печи, в продольном разрезе по осям электродов и в поперечном разрезе по крайнему электроду.

Тонкими линиями изображены изопотенциальные поверхности или поверхности одинакового падения напряжения, величина которого, выраженная в процентах от фазового напряжения, нанесена на эти линии. Толстыми линиями изображены линии прохождения тока в шлаковом слое ванны, построенные как векторы, перпендикулярные изопотенциальным поверхностям. Особо выделено падение напряжения на поверхности, отстоящей от электродов на расстояние ~ 100 мм, так как оно определяет падение напряжения в переходном контакте электрод—шлак. Как видно на рис. 141, электрическое поле характеризуется сильным сгущением изопотенциальных поверхностей чашеобразной формы около осей электродов. Это свидетельствует о том, что канализация тока осуществляется участками ванны, отстоящими от осей электродов не более чем на два диаметра электрода. Более удаленные от электродов объемы ванны в канализации тока почти не участвуют.

Электрический ток в ванне проходит по двум направлениям: от электродов к слою штейна и от электрода к электроду. Следовательно, по характеру прохождения тока нагрузка печи соответствует и схеме «звезда», и схеме «треугольник». Соотношение нагрузок горна по схемам «звезда» и «треугольник» зависит от

погружения электродов в слой шлака и от расстояния между осями соседних электродов. При увеличении погружения электродов и расстояния между электродами доля нагрузки по схеме «звезда» заметно увеличивается, а по схеме «треугольник» уменьшается. При значительном заглублении электродов в слой шлака основной вид нагрузки—нагрузка горна по схеме «звезда».

Электрическая энергия преобразуется в тепловую в шлаковом слое ванны в переходном контакте электрод—шлак и в самом слое шлака за счет его сопротивления. Значительное падение напряжения в контакте электрод—шлак объясняется наличием газовых мешков вокруг электродов, в которых имеется под обие дугового разряда в виде микродуг, ясно наблюдаемых невооруженным глазом на огневой модели электропечи и на заводских электропечах.

Некоторые специалисты по электроплавке отрицают наличие дуговых явлений в контакте электрод—шлак и выдвигают гипотезу чистого переходного сопротивления. Наблюдения за природой переходного контакта на водяной и огневой моделях опровергают этот взгляд и показывают, что в контакте электрод—шлак имеется дуговой разряд особого рода в виде большого числа мелких точечных дуг, которые можно назвать микродугами. Вероятно, что в отдельных точках поверхности контакта эти дуги частично шунтируются, что сглаживает их электрические характеристики. Из-за особой природы микродуг, а также в результате их частичного точечного шунтирования осциллограмма не показывает характеристики обычного дугового разряда. Доля мощности, преобразуемая в переходном контакте электрод—шлак, определяется падением напряжения на этом участке ванны. Исследование электрических полей показывает, что чем меньше погружение электродов в шлак, тем больше падение напряжения в переходном контакте. При малом погружении электродов падение напряжения, а следовательно, и доля мощности, преобразуемой в контакте электрод—шлак, достигает 80% от всей мощности, потребляемой печью. При значительном напряжении и очень малом погружении электродов в шлак (менее 0,25 м) наблюдается обычный дуговой разряд, легко обнаруживаемый осциллограммой и визуальным наблюдением.

При значительном погружении электродов в шлак доля мощности, преобразуемой в контакте, падает до 30—50%. Остальная часть мощности преобразуется в тепловую энергию в самом шлаке за счет его электросопротивления. Так как при увеличении погружения электродов в слой шлака тепловыделения не концентрируются на поверхности, а переносятся в ее глубинные слои, тепловая работа печей становится более эффективной и производительной, что побудило в последние годы к переходу на режим работы с большой глубиной ванны и значительным погружением электродов.

Форма объемов ванн, активно проводящих электрический ток, весьма своеобразна. Для прохождения тока от электродов к штейну форма токопроводящих объемов похожа на усеченные конусы, центрированные по оси электродов. Для прохождения тока от электрода к электроду форма токопроводящих объемов соответствует согнутым по длинной оси параллелепипедам, расположенным между электродами с их внутренней стороны. Несмотря на заметное увеличение токопроводящего объема шлаковой ванны при увеличении погружения электродов, изопотенциальные поверхности и линии тока концентрируются в участках ванны, прилежащих к электродам. Это свидетельствует о том, что токопроводящим объемом ванны является ее часть, расположенная в непосредственной близости к электродам, находящаяся по плану печи на расстоянии от оси электродов в пределах до двух диаметров электрода. Остальная часть объема ванны, расположенная у стенок печи, по существу не проводит ток.

Тепловыделения в шлаковой части ванны печей, судя по характеру электрического поля и форме ее токопроводящих частей, должны концентрироваться в околоэлектродной зоне и во всяком случае не могут выходить за пределы частей ванны, активно проводящих электрический ток. Если же учесть, что выделяемая на отдельных участках токопроводящей части ванны мощность (тепло) выражается формулой

$$P = i^2 r, \quad (213)$$

где P — мощность (тепло), выделяемое в единице объема;

i — плотность тока на этом участке;

r — удельное сопротивление этого участка,

то станет понятным, что максимальное тепловыделение будет происходить в контакте электрод—шлак, где величины i и r имеют наибольшее значение по сравнению с другими участками ванны. По мере удаления токопроводящих участков ванны от электродов значение i будет резко падать из-за увеличения поперечного сечения токопроводника, а значение r , определяемое величиной электросопротивления шлака, останется почти постоянным на всех участках токопроводника. Следовательно, по мере удаления от электродов тепловыделение будет резко уменьшаться как по направлению к стенкам печи, так и по направлению к слою штейна. Части ванны, отстоящие в плане на расстоянии более двух диаметров электрода от их осей, очевидно, не будут иметь собственных тепловыделений и должны снабжаться теплом в результате процесса теплообмена ванны. Части ванны, лежащие ниже концов электродов, за пределами контакта электрод—шлак, по той же причине будут иметь ограниченные собственные тепловыделения и, очевидно, могут прогреваться главным образом в результате теплообмена в ванне, если для него будут иметься благоприятные условия.

При большом погружении электродов в подэлектродном пространстве наблюдается большое сгущение (большая плотность) изопотенциальных поверхностей в районе нижней части электрода, что влечет за собой усиление тепловыделений на этом участке. Кроме погружения электродов, на конфигурацию электрического поля несколько влияют общая глубина шлакового слоя ванны, диаметр электродов, форма концов электродов, форма рабочего пространства печи и т. д.

Шихта, погруженная в слой шлака, срезает часть линий тока и увеличивает активное сопротивление ванны, что может приводить к увеличению заглубления электродов автоматическими регуляторами вплоть до закорачивания их на слой штейна.

Исследование электрического поля печей в совокупности с выявлением влияния шихты на энергетику ванны дает возможность рассмотреть рациональные размеры печей. Размеры печей, очевидно, должны определяться в функции от диаметра электродов; при этом около двух диаметров электродов от осей следует оставлять на образование токопроводящей части ванны. Кроме того, к печи следует предусматривать дополнительное пространство (около одного диаметра) для размещения шихты. Для торцовых стенок печи, у которых не загружается шихта, значительного пространства по условиям размещения шихты не требуется, но в этих частях ванны, с одной стороны, окончательно разделяется шлак от штейна, а с другой, сливаются шлаки для переработки в электропечи. Кроме того, установлено, что токопроводящие части ванны несколько вытянуты по направлению торцовых стенок. Поэтому расстояние торцовых стенок от осей крайних электродов должно также определяться размером около трех диаметров электродов. Расстояние между электродами (с учетом всех изложенных выше соображений, конфигурации электрического поля и значительной роли нагрузки по схеме «треугольник») должно находиться также в пределах трех диаметров электродов. Все изложенное позволяет рекомендовать для определения основных размеров прямоугольных электропечей в плане следующие приближенные формулы:

$$B \approx (5 \div 6) d \text{ м}; \quad (214)$$

$$L \approx (10 \div 12) d \text{ м (для трехэлектродных печей);} \quad (215)$$

$$L \approx (17,5 \div 21) d \text{ м (для шестиэлектродных печей);} \quad (216)$$

$$l \approx (2,5 \div 3) d \text{ м.}$$

Здесь B — ширина горна печи, м;

L — длина горна печи, м;

l — расстояние между осями электродов, м;

d — диаметр электродов, м.

Опыты, проведенные на водяной модели, при нагрузке модели по обычной для печей схеме «звезда плюс треугольник», показали,

что сила тока и мощность у крайних электродов существенно не отличаются от силы тока и мощности для среднего электрода при условии уравнивания сопротивлений короткой сети электродов. Таким образом, была установлена почти равномерность электрической нагрузки всех трех электродов и тем самым были опровергнуты доводы в пользу круглой формы горна подобных электропечей с расположением электродов в углах равностороннего треугольника.

Электрический режим печей со смешанным электронагревом — более ровный и устойчивый по сравнению с чисто дуговым нагревом. Вследствие особой специфики дугового разряда для смешанного электронагрева и наличия последовательно включенного в цепь значительного активного сопротивления шлака работа рудно-термических печей протекает спокойно и устойчиво даже при отключенном дросселе, что обычно и делается в периоды установившегося режима плавки. Вторичное рабочее напряжение, на котором работают рудно-термические печи цветной металлургии, колеблется от 200 до 800 в. Напряжение выбирают с учетом мощности печей и величины электросопротивления шлаков. Чем больше мощность печей и меньше электропроводность шлаков, тем выше может приниматься рабочее напряжение. Вследствие отсутствия научно обоснованной методики для определения оптимального рабочего напряжения рудно-термических печей иногда применяют эмпирическую формулу (206) с соответствующими значениями коэффициентов. Более обоснованно напряжение может определяться на основании опытных данных с полупромышленных электропечных установок — пересчетом этих данных на проектируемые промышленные печи с помощью теории подобия.

Открытым пока остается также вопрос об оптимальной удельной электрической мощности рудно-термических электропечей цветной металлургии, которая до сих пор не получила достаточно надежного теоретического обоснования. Поэтому в основу расчета рудно-термических печей пока положены эмпирические рекомендации, лежащие в пределах 200—400 $\text{кв}/\text{м}^2$.

5. Индукционный электронагрев

Индукционный электронагрев осуществляется по принципу работы трансформатора, у которого вторичная обмотка замкнута на себя, в результате чего индуктируемый в нее электрический ток преобразуется в тепловую энергию. Роль вторичной обмотки при индукционном нагреве играет обычно сам нагреваемый материал. При индукционном нагреве электрическая энергия, подводимая в первичную обмотку (индуктор), переходит в энергию быстропеременного магнитного поля, которая в свою очередь вновь преобразуется в электрическую энергию во вторичной цепи и в конечном итоге — в тепловую энергию вследствие сопротивления цепи.

Если нагреваемый материал ферромагнитен, то часть энергии переменного магнитного поля преобразуется в тепловую энергию непосредственно, без перехода в электрическую энергию.

Наиболее распространены в технике два типа индукционных печей: 1) с железным сердечником; 2) без сердечника (высокочастотные).

Принципиальная схема печей с железным сердечником (рис. 142, а) похожа на схему обычного трансформатора, у которого первичная обмотка насажена на железный сердечник, а вто-

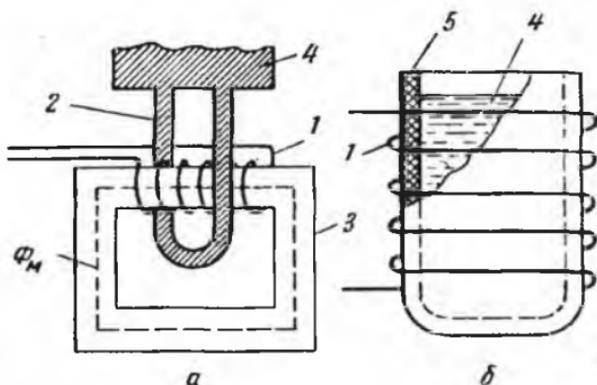


Рис. 142. Принципиальные схемы индукционного нагрева:

а—схема печи с железным сердечником; б—схема печи без сердечника; 1 — первичная обмотка (индуктор); 2 — канал, заполненный металлом; 3 — железный сердечник; 4 — металлическая шихта; 5 — футеровка печи (тигель)

ричная обмотка совмещена с нагрузкой и представлена замкнутым кольцом расплавленного металла. Нагреваемый в кольцевом канале расплавленный металл вследствие энергичной циркуляции попадает в рабочее пространство печи, располагающееся сверху, и при соприкосновении с находящейся там шихтой нагревает ее и расплавляет.

Печи без сердечника по своей схеме представляют воздушный трансформатор (рис. 142, б), первичной обмоткой которого является медная катушка (индуктор), а вторичной — сама металлическая шихта, загруженная в тигель.

Действующее значение индуктируемой электродвижущей силы E , в, зависит от амплитудной величины полезного магнитного потока Φ_M , вб, частоты переменного тока f , гц, и числа витков обмотки ω , что выражается известной электротехнической формулой

$$E = 4,44\Phi_M f \omega \text{ в.} \quad (217)$$

Величина Φ_M в печах с железным сердечником — достаточно большая вследствие концентрации полезного магнитного потока

в сердечнике, а в печах без сердечника она мала из-за большого магнитного рассеивания. Вследствие этого в индукционных печах с железным сердечником необходимая величина E легко достигается на переменном токе с нормальной и пониженной частотой $f \leq 50$ гц. Для печей без железного сердечника недостаточное значение Φ_m приходится компенсировать повышением частоты питающего переменного тока, которая для большинства бессердечниковых печей находится в пределах 500—10 000 гц.

По этой причине индукционные печи без железного сердечника называют также высокочастотными печами.

Основные преимущества индукционного нагрева:

1. Выделение тепла прямо в массе нагреваемого материала, что улучшает условия протекания теплообменных процессов, обеспечивает равномерный прогрев материала и значительно повышает термический к. п. д. индукционных печей.

2. Исключительная чистота рабочего пространства печей, обусловленная отсутствием загрязняющих его материалов нагревательных элементов и электродов, позволяющая получать особо чистые металлы и сплавы.

3. Возможность полной изоляции рабочего пространства печей от окружающего воздуха и ведения плавки в вакууме или в газовой защитной атмосфере.

4. Возможность получения весьма высокой температуры, лимитируемой только свойствами нагреваемого материала и огнеупорной кладки.

5. Энергичное перемешивание расплавов электромагнитными и тепловыми токами, позволяющее получать равномерный химический состав сплавов.

6. Высокая удельная производительность индукционных печей и большая скорость нагрева и плавления.

7. Малые потери металлов от угара.

8. Высокая техническая культура печных агрегатов, отсутствие шума и газов.

Недостатки индукционного нагрева:

1. Пониженный коэффициент мощности: для печей с железным сердечником $\cos \varphi = 0,3 \div 0,8$, для бессердечниковых печей $\cos \varphi = 0,03 \div 0,1^*$.

2. Ограниченные размеры, мощность и емкость индукционных печей.

3. Сложность электрического оборудования бессердечниковых печей, требующих специальных источников переменного тока высокой частоты и конденсаторных батарей значительной емкости.

4. Ограниченная стойкость футеровки каналов печей с железным сердечником и тиглей бессердечниковых печей.

5. Низкая температура нагрева шлаков.

* Вследствие большого значения реактивной мощности, особенно для бессердечниковых печей.

Преимущества индукционного нагрева обусловили его широкое распространение, особенно в литейном деле и в обработке металлов. Индукционная печь с железным сердечником является в настоящее время основным печным агрегатом для плавки и литья цветных металлов и производства цветных сплавов. Индукционные печи без сердечника применяют для плавки цветных и благородных металлов и для получения качественных стальных отливок. Индукционный нагрев широко применяют на машиностроительных заводах для нагрева и термической обработки различных металлических заготовок и изделий.

Теория индукционного нагрева материалов, базирующаяся на рассмотрении электромагнитных процессов в металлах и использующая ряд положений из теории трансформаторов, сформировалась в результате работ В. К. Аркадьева, Л. Р. Неймана, В. П. Вологодина, А. М. Вайнберга, А. В. Донского, Г. И. Бабата и др.

Исходными уравнениями для исследования электромагнитных процессов являются уравнения Максвелла для электромагнитного поля, которые в векторной форме имеют вид

$$\left. \begin{aligned} \operatorname{rot} H &= \delta + \frac{\partial D}{\partial \tau}; & \operatorname{div} H &= 0; \\ \operatorname{rot} E &= -\frac{\partial B}{\partial \tau}; & \operatorname{div} E &= 0, \end{aligned} \right\} \quad (218)$$

где H и E — напряженности магнитного и электрического полей в металле;

rot — ротация векторного поля — вектор, определенный в каждой точке поля и являющийся объемной производной этого поля, взятой с обратным знаком;

div — дивергенция векторного поля — скаляр, определенный в каждой точке поля и являющийся объемной производной этого поля;

$\delta = \gamma E = \frac{E}{\rho}$ — плотность тока проводимости;

γ — удельная электропроводность металла;

$\rho = \frac{1}{\gamma}$ — удельное электросопротивление металла;

$B = \mu_a H$ — магнитная индукция, (μ_a — абсолютная магнитная проницаемость);

$D = \epsilon_a E$ — электрическая индукция, (ϵ_a — абсолютная диэлектрическая проницаемость).

Решение уравнений (218) в трехмерной прямоугольной системе координат с направлением векторов электрической E и магнитной H напряженности по координатам плоской поверхности однородного металлического тела x и y при координате z , направленной

ной в глубину тела, позволяет получить следующие выражения для векторов \vec{H} и \vec{E} :

$$\begin{aligned}\vec{H} &= I_y \vec{H}_0 e^{-kz}, \\ \vec{E} &= I_x \vec{E}_0 e^{-kz},\end{aligned}\quad (219)$$

где \vec{H}_0 и \vec{E}_0 — напряженности магнитного и электрического полей на поверхности металлического тела;

$$k = \frac{1+j}{\Delta_3};$$

$\Delta_3 = \sqrt{\frac{2}{\omega \mu \sigma}}$ носит название «глубины проникновения»

ω — угловая частота;

e — основание натуральных логарифмов;

$$j = \sqrt{-1};$$

I_x, I_y — единичные векторы системы координат.

Из уравнения (219) видно, что электрическая волна затухает в металлическом теле с увеличением координаты z по экспоненциальному закону и тем быстрее, чем больше величина k или меньше «глубина проникновения» Δ_3 . На расстоянии от поверхности тела $z = \Delta_3$ амплитуды \vec{H} и \vec{E} падают до $0,368H_0$ и $0,368E_0$.

Преобразуя выражение для Δ_3 , получаем формулу, по которой можно приближенно рассчитывать эту величину:

$$\Delta_3 = 5030 \sqrt{\frac{\rho}{\mu f}} \text{ см},\quad (220)$$

где μ — относительная магнитная проницаемость материала;

ρ — удельное электросопротивление, $\text{ом} \cdot \text{см}$;

f — частота, гц .

Выделение электромагнитной энергии в металле определяется вектором потока энергии — вектором Пойнтинга:

$$\vec{S} = [\vec{E} \cdot \vec{H}].$$

Если \vec{E} и \vec{H} комплексны и изменяются во времени по синусоидальному закону, то выражение для среднего за период значения вектора потока энергии будет иметь вид

$$\bar{S} = \frac{1}{2} [\vec{E} \cdot \vec{H}^*],\quad (221)$$

где звездочка указывает, что данная величина — сопряженная комплексная. Физически вектор \bar{S} является средним значением за период величины потока энергии в секунду через единицу площади, перпендикулярной направлению волны. Подставляя значения \vec{E} и \vec{H} из уравнения (219) в (221) после преобразований

с учетом, что $I_x I_y = I_z$, получим выражение для потока энергии внутрь металла на глубине z от его поверхности:

$$\bar{S} = I_z H_0^2 \frac{1+j}{2\gamma\Delta_s} e^{-\frac{2z}{\Delta_s}}. \quad (222)$$

Вещественная часть вектора потока энергии для поверхности металла ($z = 0$) дает величину активной энергии, которая выделяется в виде тепла в металле:

$$S_a = \frac{H_0^2}{2\gamma\Delta_s}. \quad (223)$$

Мнимая часть выражения (222) является при $z = 0$ величиной потока реактивной энергии, поступающего на поверхность металла:

$$S_p = j \frac{H_0^2}{2\gamma\Delta_s}. \quad (224)$$

Из уравнений (223) и (224) можно определить величину потока полной энергии:

$$S = \sqrt{S_a^2 + S_p^2} = \sqrt{2} \cdot S_a$$

и коэффициент мощности:

$$\cos \varphi = \frac{S_a}{S} = 0,707.$$

Используя уравнение (222), нетрудно доказать, что в слое металла, равном по толщине Δ_s , выделяется 86% всей поступающей через поверхность энергии и только 14% ее расходуется на нагрев более глубоких слоев металла.

Для вычисления потоков энергии на поверхности металла более удобно пользоваться преобразованными выражениями (223) и (224) после подстановки в них Δ_s по формуле (220) и $\gamma = \frac{1}{\rho}$:

$$\left. \begin{aligned} S_{a_0} &= 10^{-4} H_0^2 \sqrt{\rho \mu f} \text{ вт/см}^2, \\ S_{p_0} &= 10^{-4} j H_0^2 \sqrt{\rho \mu f} \text{ вар/см}^2. \end{aligned} \right\} \quad (225)$$

Напряженность магнитного поля без учета краевого эффекта и при бесконечной протяженности металла и индуктора можно принять равной произведению числа витков, проходящихся на 1 см длины индуктора, на величину тока, протекающего по виткам индуктора:

$$H_0 = I_M \omega_{1,0},$$

где I_M — амплитудное значение тока.

Переходя к действующему значению тока в индукторе I ,

$$H_0 = I_M \omega_{1,0} = \sqrt{2} \cdot I \omega_{1,0}.$$

Подставляя полученное выражение для H_0 в формулу (225), получим выражение для активной энергии:

$$S_{a_0} = 2 \cdot 10^{-4} (I\omega_{1,0})^2 \sqrt{\rho\mu f} \text{ вт/см}^2$$

и для реактивной энергии:

$$S_{p_0} = 2 \cdot 10^{-4} (I\omega_{1,0})^2 \sqrt{\rho\mu f} \text{ вар/см}^2. \quad (226)$$

Из уравнений (226) следует, что выделяемая в металле энергия пропорциональна квадрату ампервитков индуктора $I\omega_{1,0}$ и коэффициенту поглощения мощности $\sqrt{\rho\mu f}$, т. е. зависит от электропроводности нагреваемого металла ρ , магнитной проницаемости μ и частоты питающего тока f .

Для тел, имеющих цилиндрическую форму с радиусом r_m , используются также формулы (226), но в правые их части вводятся дополнительные множители, учитывающие кривизну поверхности металла $\varphi\left(\frac{r_m\sqrt{2}}{\Delta_3}\right)$ для S_{a_0}

и $\psi\left(\frac{r_m\sqrt{2}}{\Delta_3}\right)$ для S_{p_0} . Значение φ и ψ находится по графику (рис. 143), из которого следует,

что при $\frac{r_m\sqrt{2}}{\Delta_3} > 10$ величины φ и ψ мало изменяются и можно принять $\varphi = \psi = 1$, т. е. при таких радиусах цилиндра, когда

$\frac{r_m\sqrt{2}}{\Delta_3} > 10$, кривизной поверхности без большой погрешности можно пренебречь и считать по формуле (226) для плоской поверхности.

При выводе приведенных формул не учитывались многие явления, которые в действительности происходят при индукционном нагреве металлов. В частности, глубина проникновения Δ_3 меняется в зависимости от температуры тела вследствие изменения ρ и μ . По этой же причине изменяется и коэффициент поглощения мощности $\sqrt{\rho\mu f}$, а следовательно, и сама поглощаемая мощность варьирует в процессе нагрева.

Для получения электрической характеристики индукционных печей необходимо рассмотреть их схемы замещения и векторные диаграммы, которые наиболее просто построить, исходя из теории трансформатора. В первую очередь рассмотрим этот вопрос для индукционных печей с железным сердечником, для чего необходимо ознакомиться с основными положениями теории однофазного двухобмоточного трансформатора с железным сердечником (рис. 144).

Напряжение U_1 , приложенное к зажимам первичной обмотки, создает в ней переменный ток i_1 , который в свою очередь, возбуж-

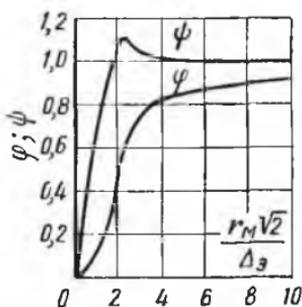


Рис. 143. Значение функций τ и ψ в зависимости от $\frac{r_m\sqrt{2}}{\Delta_3}$

дает в железном сердечнике переменный магнитный поток Φ . Вследствие периодического изменения магнитного потока Φ в обеих обмотках трансформатора индуцируются э. д. с., мгновенные значения которых будут

$$e_1 = -\omega_1 \frac{d\Phi}{dt} \text{ и } e_2 = -\omega_2 \frac{d\Phi}{dt}.$$

Действующие значения E_1 и E_2 могут быть найдены по формуле (217) в зависимости от амплитудного значения магнитного потока

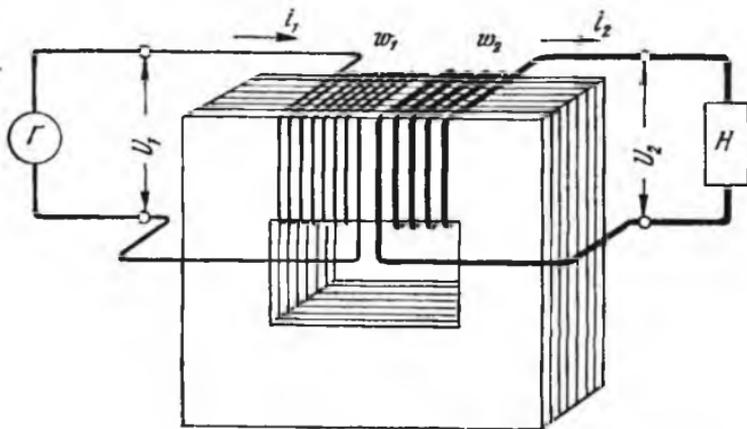


Рис. 144. Схема двухобмоточного трансформатора с железным сердечником:

G — генератор; H — нагрузка

Φ_m . Индуцируемая во вторичной обмотке э. д. с. e_2 создает в ней ток i_2 .

Отношение мгновенных и амплитудных значений э. д. с. или напряжений в обмотках прямо пропорционально отношению числа их витков w_1 и w_2 и носит название коэффициента трансформации K :

$$K = \frac{w_1}{w_2} = \frac{e_1}{e_2} = \frac{E_1}{E_2} \approx \frac{U_1}{U_2}.$$

Отношение мгновенных и амплитудных значений токов в обмотках обратно пропорционально отношению числа их витков:

$$\frac{1}{K} = \frac{w_2}{w_1} \approx \frac{i_1}{i_2} \approx \frac{I_1}{I_2}.$$

При работе трансформатора совершенно различна роль э. д. с. в его первичной и вторичной обмотках e_1 и e_2 . Индуцируемая в первичной обмотке э. д. с. e_1 возникает как противодействие цепи изменению в ней тока i_1 , вследствие чего по фазе e_1 почти противоположна напряжению U_1 . Если взять амплитудные значения величины напряжения U_1 , тока I_1 и индуцируемой э. д. с. E_1 и обозначить сопротивление первичной обмотки трансформатора

тора: активное r_1 и реактивное x_1 , то можно написать следующее векторное уравнение:

$$\bar{U}_1 = (-\bar{E}_1) + \bar{I}_1 r_1 + \bar{I}_1 x_1. \quad (I)$$

Это уравнение показывает, что напряжение U_1 , подаваемое на первичную обмотку, расходуется на компенсацию индуктируемой э. д. с. E_1 и покрытие падения напряжения на активном и реактивном сопротивлении первичной обмотки.

Совершенно другие условия имеются во вторичной обмотке трансформатора. Здесь индуктируемая э. д. с. e_2 играет роль э. д. с. источника тока, в результате которой и возникает ток i_2 . Посмотрим теперь, как воздействует ток i_2 на первичную обмотку трансформатора. Ток i_2 , проходя по вторичной обмотке, создает в железном сердечнике трансформатора дополнительный магнитный поток, величина которого определяется намагничивающей силой $i_2 \omega_2$. В соответствии с законом Ленца, этот дополнительный магнитный поток должен иметь направление, обратное направлению основного магнитного потока Φ , который в результате этого должен ослабляться. Однако такое уменьшение основного магнитного потока Φ вызвало бы уменьшение амплитудного значения индуктируемой в первичную обмотку э. д. с. E_1 , что нарушило бы электрическое равновесие в первичной обмотке, определяемое уравнением (I), в сторону преобладания первичного напряжения U_1 . Поэтому одновременно с появлением вторичного тока i_2 первичный ток i_1 увеличивается настолько, чтобы компенсировать размагничивающее действие вторичного тока и сохранить электрическое равновесие, определяемое постоянным амплитудным значением основного магнитного потока Φ_m . Составляющая первичного тока, уравновешивающая размагничивающее действие вторичного тока, называется приведенным вторичным током, амплитудное значение которого I_2' определяется по амплитудному значению вторичного тока I_2 по формуле

$$\bar{I}_2' = -\frac{\omega_2}{\omega_1} \bar{I}_2. \quad (227)$$

Следовательно, ток в первичной обмотке I_1 должен равняться геометрической сумме тока холостого хода трансформатора (тока, получающегося в первичной обмотке при разомкнутой вторичной обмотке) I_0 и приведенного вторичного тока I_2' :

$$\bar{I}_1 = \bar{I}_0 + \bar{I}_2'. \quad (II)$$

Известно, что при полной нагрузке трансформатора ток холостого хода I_0 составляет всего лишь несколько процентов первичного тока I_1 и им можно без особой погрешности пренебрегать, т. е. принимать

$$\bar{I}_1 \approx \bar{I}_2'. \quad (III)$$

Индуктируемая во вторичной обмотке э. д. с. E_2 расходуется на покрытие падения напряжения подключенного потребителя энергии U_2 и падения напряжения на активном r_2 и реактивном x_2 сопротивлениях вторичной обмотки, что выражается векторным уравнением:

$$\overline{E}_2 = \overline{U}_2 + \overline{I}_2 r_2 + \overline{I}_2 x_2. \quad (IV)$$

В свою очередь падение напряжения в сети потребителя энергии U_2 определяется активным R и реактивным x сопротивлениями этой цепи по векторному уравнению:

$$\overline{U}_2 = \overline{I}_2 R + \overline{I}_2 x. \quad (V)$$

Соотношение сопротивлений, напряжений и токов в нагруженном трансформаторе весьма наглядно показывают с х е м а з а м е щ е н и я т р а н с ф о р м а т о р а (рис. 145, а) и в е к т о р - н а я д и а г р а м м а (рис. 145, б). Схема замещения¹ нагруженного трансформатора включает все активные и реактивные сопротивления первичной и вторичной цепей на первичное напряжение U_1 . Для этого фактические значения величины активного и реактивного сопротивлений вторичной обмотки и сети потребителя (нагрузки) $z_{\text{факт}}$ пересчитывают на приведенные к напряжению первичной сети значения сопротивлений $z_{\text{прив}}$ по формуле

$$z_{\text{прив}} = z_{\text{факт}} K^2, \quad (228)$$

где K — коэффициент трансформации.

Включенные в схему замещения сопротивления x_0 и r_0 имитируют потери энергии, происходящие в железном сердечнике трансформатора. Векторную диаграмму трансформатора (рис. 145, б) строят, начиная с горизонтального вектора основного магнитного потока $\overline{\Phi}_m$. Вектор тока \overline{I}_0 опережает $\overline{\Phi}_m$ на угол магнитного запаздывания α , э. д. с. \overline{E}_2 отстает от потока $\overline{\Phi}_m$ ее, индуктирующего на 90° . Вектор вторичного тока \overline{I}_2 сдвинут по фазе по отношению к \overline{E}_2 на некоторый угол φ_2 , определяемый из соотношения

$$\varphi_2 = \arctg \frac{x_2 + x}{r_2 + R}.$$

Для построения вектора вторичного напряжения \overline{U}_2 используют уравнение (IV), причем вектор $\overline{I}_2 x_2$ как опережающий \overline{I}_2 на 90° откладывают от конца вектора \overline{E}_2 в перпендикулярном направлении к \overline{I}_2 . Через конец вектора $\overline{I}_2 x_2$ проводим прямую, параллельную \overline{I}_2 , на ней откладываем $\overline{I}_2 r_2$ и по гипотенузе прямоугольного

¹ Схема замещения при ее включении на место трансформатора и его первичную цепь будет потреблять ту же мощность при том же токе и сдвиге фаз, как и замещенный трансформатор.

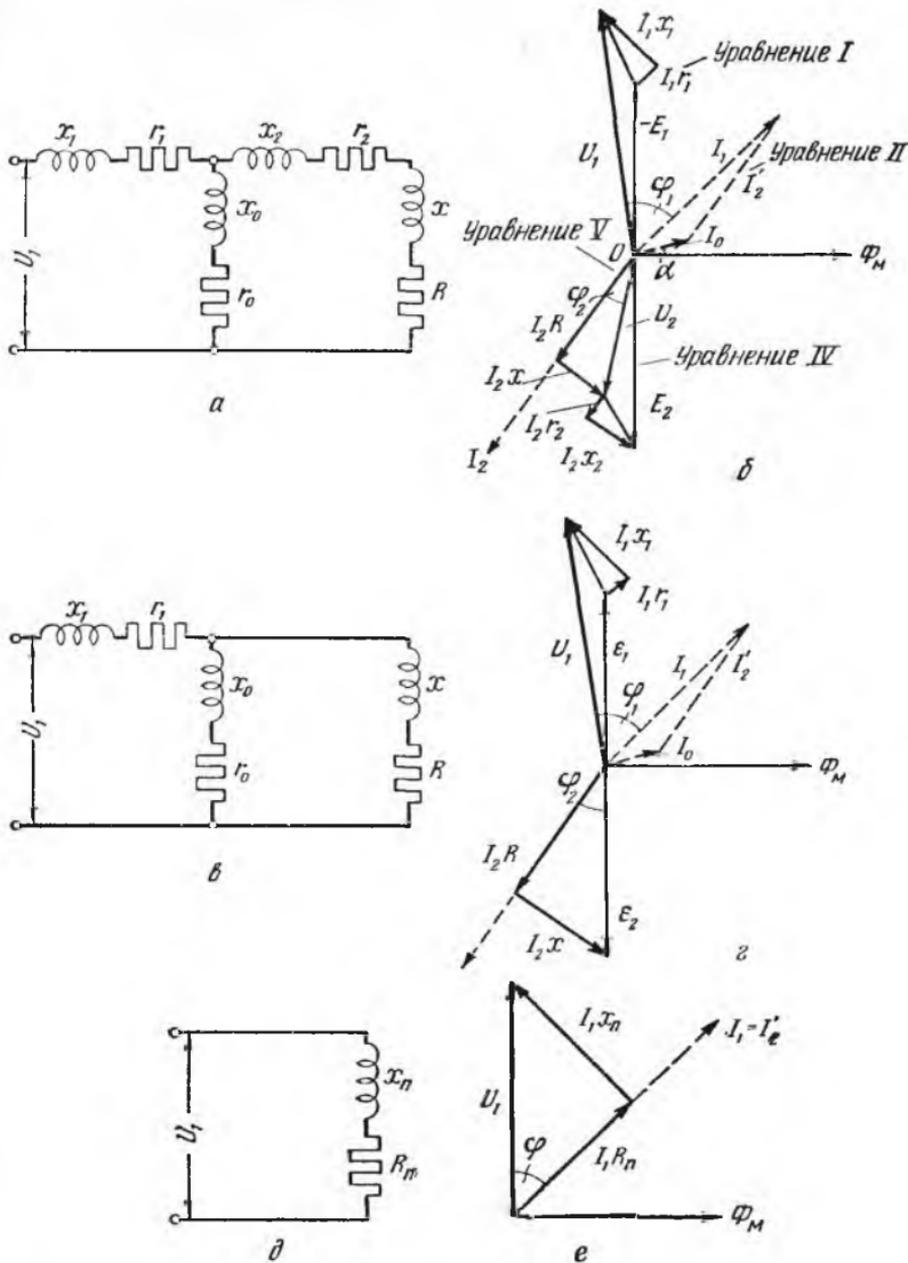


Рис. 145. Схемы замещения и векторные диаграммы трансформатора и индукционной печи с железным сердечником:

а, б — трансформатор; в, г — индукционная печь; д, е — упрощенная схема и диаграмма для индукционной печи

треугольника, составленного из векторов $\overline{I_2 x_2}$ и $\overline{I_2 r_2}$, находим общее внутреннее падение напряжения во вторичной обмотке, которое при геометрическом вычитании из вектора $\overline{E_2}$ определяет величину и направление вектора $\overline{U_2}$.

Вектор, изображающий вторичное напряжение $\overline{U_2}$, в соответствии с уравнением (V) расходуется на покрытие падения напряжения в сети потребителя энергии, что на диаграмме изображается прямоугольным треугольником с гипотенузой U_2 и катетами $\overline{I_2 R}$ и $\overline{I_2 x}$. Вектор первичного тока $\overline{I_1}$ строится на основании уравнения (II) как векторная сумма токов $\overline{I_0}$ и $\overline{I_2}$, причем $\overline{I_1}$ имеет направление, противоположное вектору вторичного тока $\overline{I_2}$, и величину, определяемую по формуле (227). Вектор первичного напряжения $\overline{U_1}$ строят на основании уравнения (I), прибавляя к вектору $-\overline{E_1}$, опережающему $\overline{\Phi_m}$ на 90° , векторы внутренних падений напряжения в первичной обмотке $\overline{I_1 r_1}$ — параллельный $\overline{I_1}$, и $\overline{I_1 x_1}$, перпендикулярный $\overline{I_1}$. Полученный таким построением вектор $\overline{U_1}$ опережает $\overline{I_1}$ на угол $\varphi_1 > \varphi_2$ вследствие влияния намагничивающего тока и внутренних индуктивных сопротивлений трансформатора.

Если во вторичной цепи имеется значительная емкостная нагрузка, т. е. общее сопротивление сети потребителя равно не сумме активного и реактивного сопротивлений $R + x$, а их разности $R - x$, то вид векторной диаграммы значительно отличается от приведенного на рис. 145, б. При построении векторной диаграммы трансформатора сопротивлениями x_0 и r_0 или пренебрегают ввиду их малого значения, или соответственно увеличивают падение напряжения во вторичной обмотке.

Индукционная печь с железным сердечником, как уже указывалось выше, представляет собой трансформатор, первичной обмоткой которого является индуктор, а вторичной — канал, заполненный расплавленным металлом. Отличие обычного трансформатора от индукционной печи с железным сердечником заключается в том, что у трансформатора вторичная обмотка и сеть потребления (нагрузка) территориально находятся на значительном удалении одна от другой, а в индукционной печи вторичная обмотка совмещена с нагрузкой и представлена кольцом расплавленного металла. Вследствие этого схема замещения (рис. 145, в) и векторная диаграмма (рис. 145, г) для индукционной печи и трансформаторов отличаются тем, что в первых отсутствуют звенья, соответствующие активному и реактивному сопротивлениям вторичной обмотки r_2 и x_2 , и векторы $\overline{I_2 r_2}$ и $\overline{I_2 x_2}$. Индуцируемая в расплавленный металл электродвижущая сила E_2 целиком расходуется на покрытие падения напряжения на активном и реактивном сопротивлениях металла, заполняющего канал вокруг сердечника. Участки

векторной диаграммы индукционной печи, относящиеся к напряжениям первичной обмотки и токам во вторичной цепи, такие же, как на векторной диаграмме трансформатора.

Схема замещения и векторная диаграмма индукционной печи с сердечником могут быть представлены также и в упрощенном виде. Если пренебречь потерями в железе сердечника (потерями холостого хода x_0 и r_0), которые не превышают 1—3% от общей мощности печи, и заменить активные и реактивные сопротивления индуктора и канала с металлом на суммарные приведенные величины $R_n = r_1 + R$ и $x_n = x_1 + x$, то схема замещения печи примет вид, показанный на рис. 145, д. Для построения упрощенной векторной диаграммы печи примем, что $\vec{I}_1 = \vec{I}_2$, и отложим в направлении вектора тока активную составляющую вектора напряжения $\vec{I}_1 R_n$. В направлении, перпендикулярном вектору тока, отложим реактивную составляющую вектора напряжения $\vec{I}_1 x_n$. Замыкающая треугольника напряжения будет вектором подводимого к индуктору напряжения \vec{U}_1 . Угол сдвига фаз φ между векторами \vec{U}_1 и \vec{I}_1 может быть найден из выражения

$$\varphi = \operatorname{arctg} \frac{x_n}{R_n}.$$

Для индукционных печей без железного сердечника схема замещения и векторная диаграмма отличаются от рассмотренных выше схем замещения и векторных диаграмм (рис. 145) весьма незначительно. Для печей без сердечника угол магнитного запаздывания $\alpha = 0$, и поэтому вектор тока \vec{I}_0 совпадает по направлению с вектором $\vec{\Phi}_m$, а условное активное сопротивление железного сердечника $r = 0$. Внеся эти изменения в схемы (рис. 145, в и г), получим схему замещения и векторную диаграмму для индукционной печи без сердечника. Упрощенные схемы замещения и векторная диаграмма рис. 145, д и е применимы для печей без сердечника без всяких исправлений.

Для индукционного нагрева характерен ряд электродинамических явлений.

В индукционных печах с сердечником в канале с расплавленным металлом наблюдаются электродинамические явления, получившие название моторного, сжимающего и вихревого эффектов и существенно влияющие на работу и конструкцию печей. Моторный эффект возникает вследствие взаимного отталкивания двух проводников с токами противоположного направления. Один проводник — обмотка индуктора, а второй — металл в канале, направление тока в котором противоположно току в индукторе. Если канал с металлом закрыт, имеет вертикальное положение и выходит своими концами в шахту печи (рис. 142, а), то отталкивающее усилие, действуя в го-

ризонтальном направлении, слагается с вертикально направленной силой тяжести и создает в канале повышенное давление у наружной стенки канала и пониженное — у внутренней. Вследствие возникшей разности давлений по краям канала металл из отдельных частей канала будет выжиматься в шахту, а на его место из шахты будет поступать более холодный металл вдоль внутренней стенки канала. Таким образом, в индукционных печах с закрытым каналом моторный эффект будет улучшать циркуляцию металла и повышать скорость плавления шихты.

С ж и м а ю щ и й э ф ф е к т возникает в канале постоянного сечения, заполненном расплавленным металлом вследствие взаимодействия тока, протекающего в металле, с собственным магнитным потоком. В результате этого взаимодействия слой расплавленного металла в канале сжимается, сечение его уменьшается, и при значительном повышении плотности тока в канале может наступить разрыв кольца расплавленного металла. При разрыве вторичной цепи исчезает и сжимающее усилие, вследствие чего металл в канале вновь растекается и замыкает цепь и т. д. Работа индукционной печи при этом переходит в область пульсирующего неустойчивого режима.

Силе сжатия противодействует гидростатическое давление столба металла, возрастающее с увеличением высоты канала. Чем больше высота расплавленного металла в канале, тем большую плотность тока в нем можно допустить без опасности разрыва цепи.

Сжимающий эффект ограничивает плотность тока в канале и мощность индукционных печей. При расчетах индукционных печей с закрытым каналом допустимую плотность тока в канале с учетом сжимающего эффекта принимают, a/cm^2 : для латуней 8—9; меди, бронзы и томпака 8—10; черных металлов 6—8; цинка 9—12; алюминия 3,5—5.

В и х р е в о й э ф ф е к т, как и эффект сжатия, вызывается взаимодействием тока в канале с собственным магнитным полем, однако он возникает в том случае, если канал с металлом имеет переменное сечение. Для печей с закрытым вертикальным каналом вихревой эффект возникает прежде всего в месте перехода канала в шахту печи (рис. 142, а). Наибольшая плотность тока и наибольшее сжимающее усилие в металле будут в канале около места перехода канала в шахту, а в самой шахте печи по мере удаления от канала плотность тока и сжимающее усилие падают, вследствие чего расплавленный металл энергично выталкивается из каналов вверх в шахту печи. Вихревой эффект способствует перемешиванию металла и передаче тепла к более холодной шихте, располагающейся в шахте печи.

Кроме перечисленных электродинамических явлений, в индукционных печах весьма важное значение имеет термическая циркуляция металла, возникающая из-за большой разности температур

металла в канале и в шахте печи. Термическая циркуляция вызывается меньшей плотностью сильно нагретого в канале металла, вследствие чего металл из канала всплывает до поверхности ванны, в то время как более холодный металл из шахты опускается в каналы.

В бессердечниковых печах также происходят электродинамические явления, вызывающие движение расплавов. Вследствие противоположного направления тока в индукторе и в шихте они взаимно отталкиваются, в результате чего расплав в середине тигля поднимается, а у краев опускается. Подъем средней части расплава вызывает энергичную циркуляцию и перемешивание расплава, что, с одной стороны, может улучшать состав и однородность металла, а с другой, требует работы с увеличенным слоем шлака, что ухудшает тепловую работу печей, ускоряет разрушение футеровки и иногда ухудшает качество металла вследствие попадания в него капелек шлака. Для уменьшения интенсивности электродинамического движения расплавов индуктор несколько смещают вниз по высоте относительно тигля с шихтой. Кроме того, применяют специальные схемы индуктора, в которых обмотка его разделена по высоте на две параллельно соединяемые части, витки в которых намотаны в разных направлениях. Последовательно с каждой частью обмотки включается индуктивное сопротивление. Переключениями в этой схеме можно получить три режима электродинамического движения металла — усиленное, умеренное и полный покой.

Изложенные выше некоторые важнейшие положения теории индукционного нагрева позволяют проводить расчеты индукционных печей. В настоящее время применяют две группы методов электрического расчета индукционных печей:

а) методы расчета, использующие сходство схем замещения индукционной печи и силового трансформатора. Расчетные формулы для определения электрических параметров установки (тока индуктора, числа витков и т. д.) выводят из известных формул теории трансформаторов;

б) методы расчета, использующие точную теорию поглощения электромагнитных волн в металле и выведенные на ее основе формулы (например, 220, 222, 225, 226 и др.).

Методы расчета первой группы, не учитывая многих явлений, происходящих в индукционных печах, упрощают процессы в системе индуктор — металл и поэтому требуют введения различных эмпирических и теоретических поправочных коэффициентов. С другой стороны, методы расчета второй группы, основанные на точной теории, могут обеспечить высокую точность результатов только при тех условиях, которые были положены в основу при выводе основных уравнений. Поэтому для получения достаточно точных результатов приходится также применять коэффициенты, учиты-

вающие несоответствие действительных условий идеализированным.

В проектной практике применяют обе методики, дающие близкие результаты ¹.

6. Диэлектрический нагрев

Диэлектрический нагрев используют для тепловой обработки непроводящих материалов: сушки волокнистых материалов (бумага, дерево и др.), формовочных материалов и стержней, лакокрасочных покрытий, для нагрева пресс-порошков, пайки и сварки пластиков. В последние годы известны случаи применения диэлектрического нагрева в пищевой промышленности.

В установках диэлектрического нагрева обрабатываемый материал помещают между пластинами рабочего конденсатора, включенного в колебательный высокочастотный контур. Нагрев происходит в результате выделения диэлектрических потерь в этом материале.

Для диэлектрического нагрева применяют ламповые генераторы с частотой 0,5—200 Мгц.

Как известно из электротехники, в материале, находящемся в электрическом поле конденсатора, возникают диэлектрические потери P_d вследствие прохождения тока смещения. Величина этих потерь выражается уравнением

$$P_d = \omega C \operatorname{tg} \delta U^2 \text{ вт}, \quad (229)$$

где U — напряжение между электродами, в;
 $\omega = 2\pi f$ — круговая частота, 1/сек;
 C — емкость конденсатора между пластинами, ф;
 $\operatorname{tg} \delta$ — тангенс угла диэлектрических потерь.

Величина коэффициента диэлектрических потерь $\operatorname{tg} \delta$ зависит от природы материала, примесей (влага, проводящие частицы и др.), частоты, температуры и напряженности электрического поля. Для большинства диэлектриков наличие влаги, повышение температуры и напряженности приводят к увеличению $\operatorname{tg} \delta$.

Электрическая емкость плоского многослойного конденсатора

$$C = \frac{\varepsilon_d \varepsilon_0 b l}{a}, \quad (230)$$

где b — ширина электрода, см;
 a — толщина изоляции, см;

¹ Методика и примеры расчета индукционных печей, базирующиеся на теории поглощения электромагнитных волн, изложены в книге: А. М. В а й н б е р г. Индукционные плавильные печи. Госэнергоиздат, 1960. Методика и примеры расчета индукционных печей по методу трансформатора описаны в книге: С. А. Ф а р б м а н и И. Ф. К о л о б н е в. Индукционные печи. Металлургиздат, 1958.

l — длина конденсатора, см;

ϵ_0 — электрическая постоянная; $\epsilon_0 = 8,85 \cdot 10^{-14}$ ф/см;

ϵ_d — диэлектрическая проницаемость (относительная).

Величина емкости зависит от диэлектрической проницаемости материалов между электродами, их геометрических размеров, а также от взаимного расположения электродов.

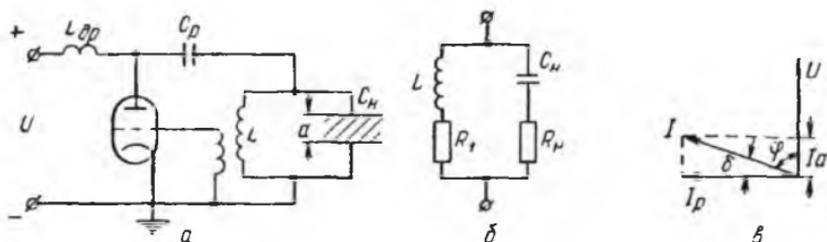


Рис. 146. Принципиальная схема генератора для диэлектрического нагрева (а), эквивалентная схема нагрузки (б) и векторная диаграмма (в)

Мощность, выделяемая в единице объема V_d диэлектрика, определяется выражением

$$P_0 = \frac{P_d}{V_d} = \frac{\omega C \operatorname{tg} \delta U^2}{V_d} = \frac{\omega C_0 \operatorname{tg} \delta U^2}{a} \text{ вт/см}^3, \quad (231)$$

где C_0 — емкость на единицу поверхности, ф/см².

Подставив $C_0 = \frac{C}{bl}$ и учитывая, что для плоского конденсатора $\frac{U}{a} = E$, получим

$$P_0 = 5,55 \epsilon_d f \operatorname{tg} \delta E^2 \cdot 10^{-7} \text{ вт/см}^3, \quad (232)$$

где E — напряженность электрического поля, кВ/см.

На рис. 146 показана схема лампового генератора, в колебательный контур которого включен конденсатор с нагреваемым материалом.

Представляя нагрузку эквивалентной схемой замещения с активным сопротивлением потерь R_n и реактивным сопротивлением $x_n = \frac{1}{\omega C_n}$, получим колебательный контур генератора, показанный на рис. 146, б. На этой схеме через R_1 обозначено активное сопротивление металла, катушки индуктивности и соединительных проводов.

Полное активное сопротивление контура

$$R_k = R_n + R_1.$$

Если $R_k \ll 2 \sqrt{\frac{L_n}{C_n}}$, то эквивалентное сопротивление контура при резонансе

$$R_s = \frac{L_n}{C_n R_n}, \quad (233)$$

где L — индуктивность контура.

При этом частота генератора равна

$$f = \frac{1}{2\pi \sqrt{L_n C_n}}. \quad (234)$$

Так как в процессе нагрева R_n и C_n изменяются, то меняется и величина эквивалентного сопротивления контура, а следовательно, и режим работы генератора. Изменение R_n вызывает изменение только величины R_s ; изменение же емкости C_n влияет на величину R_s и частоту колебаний.

Чтобы генератор в течение всего нагрева работал в неизменном режиме, нужно поддерживать неизменным эквивалентное сопротивление колебательного контура. Это достигается специальным регулированием, получившим название согласования нагрузки с применением одноконтурных и двухконтурных схем генераторов. В цепь колебательного контура вводят регулируемые катушки индуктивности и конденсаторы переменной емкости.

На рис. 146, в приведена векторная диаграмма, где изображены векторы напряжения и тока в диэлектрике. Смещение вектора тока \vec{I} относительно вектора напряжения \vec{U} на угол $\varphi = (90 - \delta) < 90^\circ$ означает, что ток в диэлектрике имеет не только реактивную составляющую \vec{I}_p , но и активную \vec{I}_a , которая обусловлена затратой энергии поля или потерями в диэлектрике.

7. Новые виды электронагрева

Электронно-лучевой нагрев

Сущность электронно-лучевого нагрева заключается в том, что в вакуумной камере располагаются два электрода, на которые подается высокое напряжение от источника постоянного тока (несколько десятков киловольт). Мощный поток электронов, выбрасываемых с нагретого катода, фокусируется специальной системой и направляется на нагреваемую поверхность, на которой кинетическая энергия потока электронов превращается в тепловую энергию.

Основные преимущества электронно-лучевого нагрева: 1) возможность осуществить значительный контролируемый перегрев поверхности жидких металлов; 2) сильная дегазация жидкой ванны вследствие открытой ее поверхности и значительного вакуума, достигающего $1 \cdot 10^{-5}$ мм рт. ст.; 3) возможность под-

держивать металлы в жидком состоянии в течение длительного времени. Все это позволяет получать при электронно-лучевом нагреве тугоплавкие сплавы и металлы очень высокого качества с малым содержанием газов и примесей и улучшенной структурой слитков. Электронно-лучевой нагрев уже находит промышленное применение для плавки ниобия, молибдена, вольфрама, титана и других металлов и сплавов. На рис. 147 приведена схема устройства для плавки с аксиальной электронной пушкой.

Печи этого типа, несмотря на сложное устройство, получают все большее распространение, так как в них легко обеспечить стабильный режим работы электронных пушек. Для этого такую пушку снабжают независимой от плавильной камеры вакуумной системой. С плавильной камерой она соединяется небольшим отверстием, обеспечивающим прохождение электронного пучка в плавильную камеру, но предотвращающим попадание значительных количеств газа в электронную пушку при обильных газовыделениях из расплавляемого металла в плавильной камере.

В настоящее время разработаны и успешно испытаны конструкции электронно-лучевых пушек мощностью до 200 квт, устойчиво и надежно работающие в условиях значительных газовыделений при плавке материалов с большим содержанием газов.

Основной элемент конструкции электронной пушки — ее катод, эмитирующий поток электронов. Катод должен обладать достаточно большим сроком службы в условиях плавильной установки, а именно: возможные периодические ухудшения вакуума, наличие паров и брызг металла, попадающих на катод из плавильной камеры, невысокий рабочий вакуум в электронной пушке (около 10^{-4} мм рт. ст.). При этом он должен также обладать достаточно большой эмиссионной способностью.

Катоды прямого накала изготовляют в виде архимедовой спирали из вольфрамовой проволоки диаметром не менее 1—1,5 мм.

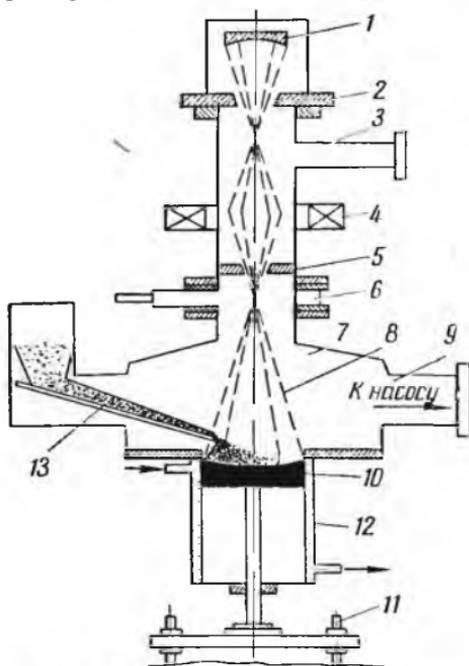


Рис. 147. Схема устройства для электронной плавки с аксиальной пушкой:

1 — катод электронной пушки; 2 — анод электронной пушки; 3 — линия высоковакуумной откачки; 4 — магнитная линза; 5 — разделительная диафрагма; 6 — разделительный шибер; 7 — плавильная камера печи; 8 — электронный пучок; 9 — линия высоковакуумной откачки; 10 — выплавляемый слиток; 11 — механизм вытягивания слитка; 12 — водоохлаждаемый кристаллизатор; 13 — механизм подачи переплавляемого металла в зону плавления

Магнитное поле тока, пропускаемого по спирали для ее нагрева до рабочей температуры около 2800°C , вызывает искривление траектории электронов, эмитируемых катодом, что при разгоняющем напряжении на пушке 20—30 кВ ухудшает прохождение пучка электронов через систему фокусировки. Для мощных электронных пушек более перспективны катоды косвенного подогрева, изготовленные из чистых вольфрама и тантала. До нужной температуры их нагревают также при помощи электронной бомбардировки.

Для формирования электронного пучка и сообщения ему необходимой энергии служит система электродов 1—2 на рис. 147 электростатической фокусировки, между которыми прикладывается высокое постоянное напряжение, ускоряющее электроны и формирующее их в пучок.

Основное требование, предъявляемое к системе электростатической фокусировки пушки, заключается в том, что она должна сообщить максимальную энергию и провести через отверстие в ускоряющем электроде (аноде) электроны, эмитируемые катодом, таким образом, чтобы на анод попало как можно меньше электронов из пучка. Ввиду того, что на сравнительно длинном пути от электронной пушки до поверхности нагреваемого металла электроны пучка подвержены действию расталкивающих сил пространственного заряда пучка, стремящихся увеличить его диаметр, кроме электростатической фокусировки, применяют также фокусировку при помощи магнитных линз 4, представляющих собой короткие соленоиды, снабженные внешним магнитопроводом.

Основной параметр, характеризующий качество электронно-оптической системы пушки, — ее проводимость или, как его также называют в специальной литературе, *первеанс*.

Первеанс определяется по формуле

$$p = \frac{I}{U^{3/2}}, \quad (235)$$

где I — ток электронного пучка, а;

U — разгоняющее напряжение на пушке, в.

Первеанс характеризует величину тока пучка, который может быть получен при данной конструкции пушки и выбранном значении разгоняющего напряжения. Таким образом, первеанс тесно связан с величиной мощности, развиваемой электронной пушкой. Под мощностью электронной пушки понимают произведение тока электронного пучка на ускоряющее напряжение:

$$P = IU. \quad (236)$$

Подставляя в формулу (236) значение $I = pU^{3/2}$, получаем

$$P = pU^{5/2}. \quad (237)$$

Значение первеанса $(0,6—0,8) 10^{-6} a/e^{3/2}$ легко достижимо без применения специальных мер. У большинства плавильных электронных пушек первеанс равен примерно $(0,6 \div 0,65) \times 10^{-6} a/e^{3/2}$.

Подбирая режим, можно получить значения первеанса порядка $(1,0 \div 1,5) \cdot 10^{-6} a/e^{3/2}$. При тщательной разработке системы электростатической фокусировки для плавильных электронных пушек могут быть достигнуты значения первеанса $(2 \div 3) \cdot 10^{-6}$. Больших значений достигнуть трудно из-за необходимости выдерживать с высокой степенью точности геометрические размеры электростатической системы фокусировки.

Таким образом, для дальнейшего увеличения мощности электронной пушки необходимо повышать разгоняющее напряжение на ней. Однако быстрый рост интенсивности рентгеновского излучения, возникающего при ударах электронов по расплавляемому металлу, ставит пределы увеличению напряжения.

Об этом можно судить по формуле

$$P_1 = kU^2Iz, \quad (238)$$

где P_1 — мощность или интенсивность тормозного рентгеновского излучения;

k — коэффициент пропорциональности, $k = 0,44 \cdot 10^{-3}$;

U — разгоняющее напряжение на пушке, в;

I — ток электронного пучка, а;

z — порядковый номер металла в таблице Менделеева.

Для защиты от вредного воздействия тормозного рентгеновского излучения разгоняющее напряжение нецелесообразно брать выше 30—35 кв. При первеансе электронной пушки $1 \cdot 10^{-6} a/e^{3/2}$, что легко достижимо для нашедшей широкое применение при конструировании электронных пушек системы электродов, предложенной Д. Пирсом, ее мощность при таком уровне разгоняющего напряжения может быть в настоящее время доведена до 200—250 квт.

При необходимости создать печь значительной мощности для плавки слитков тугоплавких металлов значительных размеров целесообразно повышать ее мощность, применяя несколько электронных пушек. Разработаны конструкции с тремя, четырьмя электронными пушками и более.

Большое значение для стабильной и устойчивой работы электронной пушки имеет рациональная конструкция ее вакуумной системы.

Необходимо обеспечить возможно более полную независимость работы вакуумных систем плавильной камеры и камеры электронной пушки. Для этого при плавке газосодержащих материалов целесообразно между плавильной камерой и камерой электронной пушки включать одну или две системы промежуточной откачки. Камеры электронной пушки, промежуточной откачки и собственно печи разделены диафрагмами с отверстиями, представ-

ляющими значительное сопротивление газовому потоку, но позволяющими беспрепятственно проводить электронный пучок в плазменную камеру.

Для питания электронных плавильных установок постоянным током высокого напряжения применяют высоковольтные выпрямители на тиратронах.

При бомбардировке электронным пучком поверхности металла происходят следующие процессы:

1) электроны внедряются в толщу металла, расшатывают его кристаллическую решетку, в результате чего их кинетическая энергия превращается в тепловую;

2) в процессе торможения электронов возникает рентгеновское излучение; мощность, расходуемая на него, может быть определена по формуле (238). Расчеты показывают, что на это излучение расходуется очень небольшая (доли процента) часть мощности;

3) с поверхности металла уходят вторичные (выбитые бомбардировкой) электроны, а также электроны тепловой эмиссии; экспериментально доказано, что здесь возникают значительные токи, во много раз превышающие ток пучка, однако мощность, уносимая вторичными и тепловыми электронами, невелика, так как их энергия составляет всего несколько электрон-вольт;

4) с поверхности металла уходят также отраженные электроны; как показывают исследования, они уходят почти во всем спектре энергии и поэтому могут вызывать существенные потери до 20—30% расходуемой энергии. В связи с этим энергетический баланс электронно-лучевых установок, где бомбардировка происходит при отсутствии электрического поля, несмотря на высокую эффективность источников питания и практическое отсутствие потерь на проведение пучка не так благоприятен. К. п. д. этих установок, учитывая также значительные потери на излучение, может составлять 8—12%.

Однако это не может в данном случае быть определяющим, так как улучшение качества выплавленного металла создает экономические выгоды, во много десятков раз перекрывающие расход энергии на плавку.

В электронно-плавильных установках тех типов, где металл непосредственно является анодом, наличие электрического поля может уменьшить рассмотренные виды потерь. С этой точки зрения можно предположить, что благодаря более высокому электрическому к. п. д. они могут быть более выгодными.

Однако следует еще раз подчеркнуть, что стоимость израсходованной на плавку энергии не является решающей при очень высокой стоимости перерабатываемого материала, и предпочтение несомненно должно быть отдано электронно-лучевым установкам как более надежным и устойчивым в работе.

Один из весьма интересных и перспективных методов высокотемпературного нагрева, — нагрев с помощью плазмы, при котором достигаются температуры до $15\,000\text{--}18\,000^\circ\text{C}$.

Высокотемпературная плазма получается с помощью специального плазмогенератора — плазменной горелки (рис. 148), в которой создается в потоке газа сжатая электрическая дуга большой мощности.

Атомы нейтрального газа (азота, аргона и др.), попадающего с большой скоростью в зону электрической дуги, распадаются на электроны и ионы и образуют плазму.

Под действием газового потока образующаяся плазма вытесняется через сопло головки в виде ярко светящегося длинного пламени.

Действием внешнего магнитного поля получающуюся в виде луча плазму можно сфокусировать, ослабить, усилить и даже прервать. Плазменные горелки применяют в промышленности для высокопроизводительной резки цветных металлов, чугуна и высоколегированных сталей, а также при плавке таких металлов, как вольфрам, бериллий, цирконий и др. Удельная мощность, которая достигается при резке с помощью плазменной горелки, составляет около 400 квт/см^2 .

Благодаря чрезвычайно высокой температуре плазмы и, следовательно, огромной концентрации энергии оказывается возможным смещение в парообразном состоянии различных элементов и получение материалов с новыми свойствами. В зависимости от состава газа, подаваемого в горелки, получаемая плазма может иметь окислительный, восстановительный или нейтральный характер. При давлениях в корпусе горелки, измеряемых сотнями атмосфер, достигаются весьма высокие скорости истечения плазмы. В настоящее время имеются плазменные горелки мощностью $50\text{--}60\text{ квт}$, работающие при напряжении $40\text{--}120\text{ в}$ с теплосодержанием плазмы $5000\text{--}80\,000\text{ ккал/кг}$. Термический к. п. д. плазменных горелок колеблется от 40 до 80%.

8. Приложение закономерностей преобразования электрической энергии в тепловую к расчетам и конструированию печей

На основании изложенных в данной главе качественных и количественных закономерностей процессов преобразования электрической энергии в тепловую можно решать следующие наиболее важные вопросы по расчету и конструированию металлургических печей:

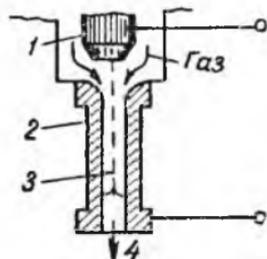


Рис. 148. Плазменная горелка косвенного действия:

1 — катод; 2 — сопло-анод; 3 — дуговой разряд; 4 — поток плазмы

1. Выбор и обоснование применения электронагрева для проектируемой печи. При проектировании новых металлургических печей приходится решать вопрос о наиболее рациональном способе получения тепловой энергии для их нагрева. Электрический нагрев металлургических печей особенно целесообразен при следующих условиях:

а) технологический процесс требует особо точного регулирования температуры, повышенной чистоты рабочего пространства печи, высокой температуры нагрева продуктов;

б) в районе, где предполагается строительство печей, имеется большое количество дешевой электрической энергии, которая может быть использована для электронагрева без ущерба для развития других отраслей народного хозяйства.

2. Выбор и обоснование способа преобразования электроэнергии в тепловую. На основании тех же материалов решается вопрос о том, какой из известных способов электронагрева рекомендуется для проектируемой металлургической печи: электронагрев сопротивлением, дуговой нагрев, смешанный, индукционный или новый (электронно-лучевой или плазменный). При выборе способа электронагрева особо учитывают следующие положения;

а) электронагрев сопротивлением чаще применяют для термической обработки металлов и сплавов и для плавки легкоплавких металлов и сплавов;

б) дуговой и смешанный нагревы наиболее подходят для переработки рудного сырья с получением полупродуктов, подлежащих дальнейшей переработке, а также для получения готовых металлов и сплавов, не боящихся загрязнения углеродом и имеющих высокую температуру кипения. Для плавки качественных сплавов чистых металлов может применяться дуговой нагрев в вакууме с расходуемым электродом;

в) индукционный нагрев рекомендуется для выплавки готовых металлов и сплавов, требующих повышенной чистоты и качества, а также имеющих невысокую температуру кипения;

г) электронно-лучевой нагрев показан для плавки тугоплавких сплавов и металлов особо высокого качества;

д) плазменный нагрев применяется там, где требуется получение температуры до $20\ 000^{\circ}\text{C}$ в сравнительно небольшой зоне.

3. Расчет и конструирование печей сопротивления, дуговых, рудно-термических, индукционных и новыми видами электронагрева в значительной своей части базируется на уравнениях и формулах, вытекающих из теории электронагрева (см. гл. 9). Теория электронагрева открывает также некоторые возможности для решения одного из основных уравнений, описывающих энергетический процесс [см. уравнение (3) на стр. 28].



Глава 10

Огнеупорные материалы

1. Общие сведения по огнеупорам

Для сооружения современной металлургической печи требуется большое количество разнообразных материалов, главнейшие из которых: огнеупорные материалы, металлы и сплавы и обычные строительные материалы. Из огнеупорных материалов сооружают рабочую камеру печей, в которой протекают все высокотемпературные процессы. Металлы и сплавы идут на изготовление наружного кожуха печей, крепления печей, деталей движения, рабочих площадок, а также для охлаждаемых элементов рабочей камеры. Строительные материалы — строительный кирпич, цемент, бутовый камень, песок, гравий расходуются на сооружение фундаментов печей, наружной облицовки печей и газоходов, рабочих площадок и опор.

В наиболее тяжелых условиях находятся в печах огнеупорные материалы, подвергающиеся воздействию высокой температуры, расплавленных шлаков, металлов, пыли, газов и различных механических нагрузок. От качества и стойкости огнеупоров зависит интенсивность и производительность печей, а также продолжительность их непрерывной работы.

Развитие печной техники очень тесно связано с развитием и совершенствованием огнеупорной промышленности. Металлурги, проектирующие новые печи или занимающиеся эксплуатацией действующих заводских печей, должны знать свойства различных огнеупоров, чтобы правильно выбирать наиболее подходящие для данной печи огнеупоры и правильно их эксплуатировать. Всякие ошибки и нарушения при выборе и эксплуатации огнеупоров снижают сроки работы печей, резко ухудшают технико-экономические показатели и иногда даже приводят к авариям.

Огнеупорными называются такие материалы, которые могут длительное время при температуре выше 1000° С сохранять механическую прочность и форму. Огнеупорные материалы должны

удовлетворять следующим основным требованиям: 1) высокая огнеупорность — не ниже 1580°C ; 2) достаточная механическая прочность при температуре выше 1000°C ; 3) способность переносить температурные колебания; 4) химическая стойкость по отношению к компонентам металлургических процессов; 5) постоянство формы и объема при нагревании; 6) возможность массового производства при приемлемой стоимости; 7) необходимые физические свойства — теплопроводность, пористость, объемная масса и т. п.

Все современные огнеупоры состоят из окислов или из углерода и его соединений. Свойства огнеупоров в значительной степени определяются их химическим составом. Поэтому в основу классификации огнеупорных изделий и положен их химический состав.

По принятому в СССР ГОСТ 4385—48 все огнеупорные изделия по своему составу делятся на 8 классов, объединяющих 20 групп:

I. Кремнеземистые:

- а) дианасовые, содержащие не менее 90% SiO_2 ;
- б) кварцевые стекла, содержащие более 99% SiO_2 .

II. Алюмосиликатные:

а) полуокислые, обычно содержащие 70—80% SiO_2 , менее 30% Al_2O_3 ;

б) шамотные, содержат от 30 до 45% Al_2O_3 ;

в) высокоглиноземистые, содержат более 45% Al_2O_3 .

III. Магнезиальные:

а) магнезитовые, содержат не менее 85% MgO ;

б) доломитовые, содержание CaO и MgO близко к молекулярному соотношению или с избытком MgO ;

в) форстеритовые, содержат MgO и SiO_2 в молекулярном отношении ~ 1 , но с избытком MgO ;

г) шпинельные, состоят из шпинели $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$, а также Cr_2O_3 .

IV. Хромистые:

а) хромитовые, содержат около 30% Cr_2O_3 ;

б) хромомagneзитовые, содержат 10—30% Cr_2O_3 и 30—70% MgO .

V. Углеродистые:

а) графитовые, содержат 30—60% C ;

б) коксовые, содержат 70—90% C .

VI. Цирконистые:

а) цирконовые, изготовлены из минерала циркона $\text{ZrO}_2 \cdot \text{SiO}_2$;

б) циркониевые, изготовлены из ZrO_2 .

VII. Окисные:

а) изделия из окиси бериллия;

б) изделия из окиси тория;

в) изделия из окиси цезия.

VIII. Карбидные и нитридные:

а) карборундовые, содержат от 30 до 90% SiC ;

б) изделия из нитридов, карбидов и боридов элементов IV, V и VI групп периодической системы Менделеева.

Химический состав различных групп огнеупоров весьма наглядно изображается при помощи треугольной диаграммы (рис. 149), в углах которой располагаются окислы SiO_2 , Al_2O_3 и MgO .

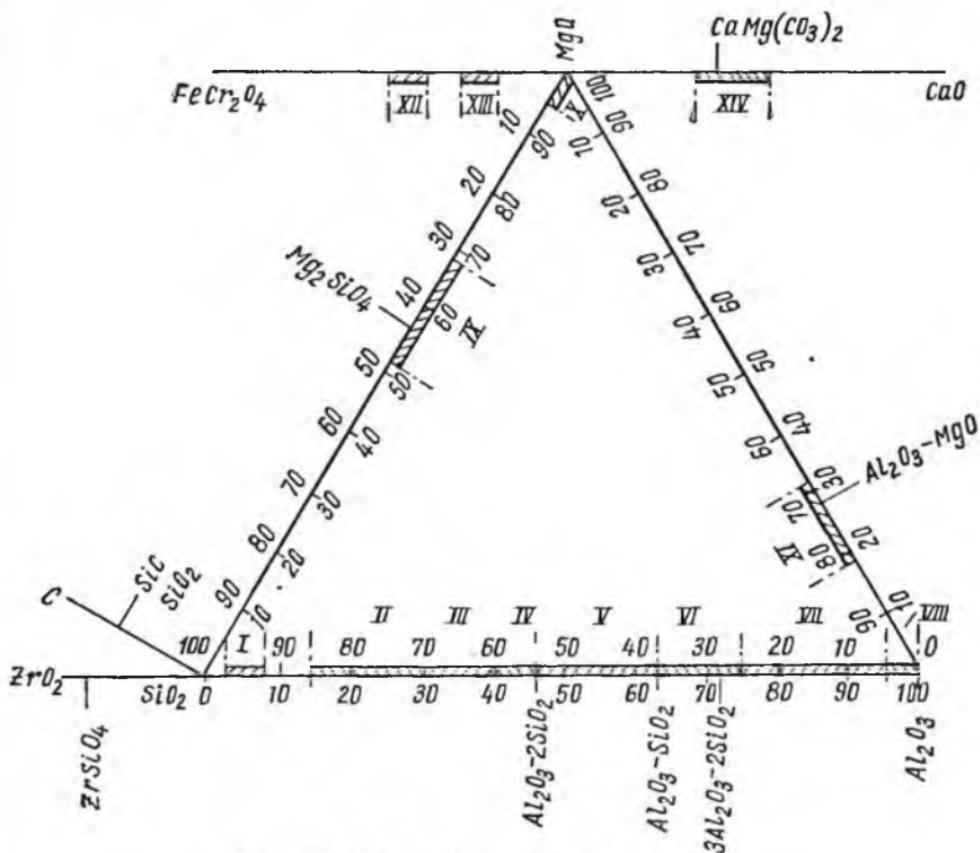


Рис. 149. Состав огнеупорных материалов:

I — динасовые; II — полукислые; III — шамотные; IV — шамотно-каолиновые; V — силлимантовые; VI — муллитовые; VII — муллито-корундовые; VIII — корундовые; IX — форстеритовые; X — магнезитовые; XI — шпинельные; XII — хромомагнезитовые; XIII — термостойкие хромомагнезитовые; XIV — доломитовые

По огнеупорности изделия подразделяются на 3 группы: 1) огнеупорные — от 1580 до 1770° С; 2) высокоогнеупорные — от 1770 до 2000° С; 3) высшей огнеупорности — выше 2000° С.

По форме и размерам огнеупорные изделия классифицируются на нормальный кирпич, фасонные и специальные изделия.

По способам изготовления огнеупоры подразделяются на: 1) пиленные из естественных горных пород; 2) литые из жидких масс; 3) пластичного формования, изготовленные из пластичных масс; 4) полусухого прессования, изготовленные из увлажненных порошков; 5) сухого прессования, изготовленные из сухих или

слабо увлажненных порошков; 6) трамбованные; 7) плавленные литые; 8) изделия особых способов формования.

По термической обработке все виды огнеупорных изделий классифицируются на 3 группы: 1) безобжиговые, не подвергающиеся после формовки обжигу; 2) обжиговые; 3) плавленные.

Большинство потребляемых металлургической промышленностью огнеупоров — искусственные, так как их изготавливают на специальных заводах или в цехах из природного сырья, содержащего перечисленные выше окислы. Сравнительно небольшое количество огнеупоров потребляют в естественном природном состоянии.

Естественные огнеупоры — кварцевые песчаники, тальковый сланец, хромистый железняк, асбест, огнеупорная глина, кварцевый песок и др. Эти материалы применяют в металлургии как огнеупорные материалы без специальной длительной их обработки. Кварцевые песчаники представляют собой зерна кварца, связанные природными цеменитами в виде прочной глыбы, распиловкой которой можно получить естественный кремнеземистый огнеупор. Тальковый сланец, представляющий водный силикат магния, характеризуемый приблизительно формулой $3\text{MgO} \cdot 4\text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$, употребляют в виде выпиленных плит и блоков для кладки некоторых элементов печей. Аналогичное применение находит хромистый железняк, характеризуемый примерной формулой $\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$. Асбест ($3\text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) используют в виде асбестовой засыпки, ваты, картона и шнура. Огнеупорную глину, состоящую из каолинита ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) с различными примесями, и кварцевый песок (SiO_2) широко применяют для изготовления огнеупорных растворов, набивных масс, замазок и т. п.

Искусственные огнеупоры, представляющие собой основную массу промышленных огнеупоров, изготавливают преимущественно по следующей общей принципиальной технологической схеме:

1. Подготовка исходных материалов. Состоит из сортировки природного сырья; обогащения сырья с целью отделения вредных и загрязняющих примесей; обжига с целью разрушения карбонатов, гидратов, органических соединений и получения устойчивых соединений; измельчения и сортировки по крупности.

2. Приготовление исходной шихты. Состоит из дозировки составляющих веществ, тщательного их перемешивания и увлажнения смеси.

3. Формовка изделия. Производится различными методами.

4. Сушка сырого изделия. Имеет целью удаление гигроскопической влаги.

5. Обжиг изделия. Проводят или в специальных печах для обжига кирпича или прямо в металлургической печи (безобжиговые изделия). Имеет целью превратить сырое изделие в прочный, твердый и однородный кристаллический сросток.

Для различных разновидностей огнеупоров схемы их изготовления несколько отличаются от приведенной общей принципиальной схемы числом операций на отдельных стадиях производства. Для плавяных изделий 3-, 4- и 5-ю стадии процесса изготовления заменяют плавкой исходной шихты, отливкой изделий и иногда их отжигом.

Теоретические основы процессов производства огнеупоров были впервые изложены акад. А. А. Байковым.

Физико-химическая сущность большинства схем производства огнеупорных изделий по этой теории заключается в выделении в возможно более чистом виде главных соединений (главных окислов), составляющих основу огнеупора, добавки к этим соединениям небольшого количества других соединений, обеспечивающих образование связывающей массы, распределение этой связывающей массы равномерно по всему объему шихтовой смеси. Особо важная стадия изготовления огнеупора — обжиг, сущность которого заключается в шлаковании относительно легкоплавкой связывающей массой основных соединений, их растворении в полужидкой фазе и последующей перекристаллизации с выделением мелких прочно сросшихся кристаллов. Обжиг изделия обычно проводят в три стадии: постепенный нагрев, выдержка при температуре перекристаллизации и медленное охлаждение.

Наибольшее значение имеет вторая стадия обжига, в которой изделие, состоящее из рыхлой массы отдельных частиц, смешанных с небольшим количеством расплавленного шлака, превращается в прочный кристаллический сrostок. Такое превращение совершается при постоянной температуре перекристаллизацией огнеупорного материала в небольшом количестве жидкого шлака. Степень растворения главного окисла в шлаке и полнота его перекристаллизации зависят от степени дробления исходного материала. С уменьшением размеров зерен растворимость их увеличивается, причем кристаллическое вещество с правильной кристаллической решеткой обладает меньшей растворимостью, чем вещество с деформированной решеткой.

На основании своей теории А. А. Байков формулирует следующие основные условия, которые необходимы для получения качественных огнеупоров: 1) наличие в шихте таких примесей, с которыми огнеупорный материал может давать жидкий шлак и может в нем растворяться; 2) соответствующая температура обжига, обеспечивающая образование надлежащего количества жидкого шлака; 3) выдержка при этой температуре в продолжение такого времени, которое достаточно для завершения процесса перекристаллизации.

Весьма большое влияние на качество и свойства огнеупорных изделий оказывает состав исходного сырья и степень его подготовки, состав связки, гранулометрическая характеристика и влажность шихтовой смеси и способ формовки изделия.

В табл. 24 и 25 приведены данные, характеризующие промышленные огнеупорные изделия по химическому составу и важнейшим их свойствам.

О г н е у п о р н о с т ь определяется температурой, при которой образец данного огнеупора в виде трехгранной усеченной пирамиды высотой 30 мм со сторонами основания 8 мм и сторонами верхнего сечения 2 мм склоняет свою вершину до основания (рис. 150).

Температура падения пирамиды испытываемого огнеупора определяется сравнением с температурой падения стандартных пироскопов, изготовляемых из смесей каолина, глинозема, кварца и плавней.

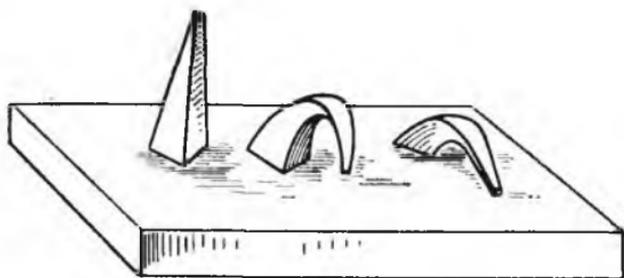


Рис. 150. Определение огнеупорности

Т е м п е р а т у р а начала размягчения под статической нагрузкой характеризует строительную прочность огнеупора при высоких температурах. Для ее определения берут образец огнеупора в форме цилиндра диаметром 36 мм и высотой 50 мм, который равномерно нагревают с заданной скоростью под нагрузкой 2 кг/см². Температура начала размягчения соответствует сжатию образца на 0,3 мм.

Т е р м и ч е с к а я стойкость — это способность огнеупора выдерживать без разрушения колебания температуры. Термическая стойкость оценивается по числу теплосмен, которые выдерживает изделие до потери 20% своей первоначальной массы. Кирпич нормальных размеров быстро нагревают сторцовой поверхности в электропечи до 850° С и затем охлаждают в проточной воде, что считается за одну водяную теплосмену. Иногда охлаждение проводят на воздухе и в этом случае получают воздушную теплосмену.

В р е м е н н о е сопротивление сжатию определяется по стандартной методике для холодного кубика с ребром 40—100 мм, высеченного из угла испытываемого кирпича.

П л о т н о с т ь огнеупорных материалов определяют с помощью пикнометра как отношение массы высушенного при 105° С порошка данной крупности к занимаемому им объему без пор.

Характеристика огнеупорных материалов

Огнеупорные изделия	Химический состав, %						Огнеупорность, °С	Температура начала размягчения под нагрузкой 2 кг/см ² , °С	Термическая стой- кость, водяные тепловые смены	Временное сопро- тивление сжатю кг/см ²	Плотность, т/м ³	Объемная масса т/м ³	Пористость, %
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	Fe ₂ O ₃	прочее							
Динасовые	98,5— 92	0,1— 2,5	До 0,7	0,2— 3,0	0,2— 2,5	TiO ₂ до 2,5	1690 1735	1620 1660	1—4 350	180 2,43	2,33 2,0	1,8 2,0	14—25
Полукислые (кварце- глинистые)	80—70	15—26	0,5	До 1	До 2	—	1600 1700	1300 1400	4—15	100 180	—	2,4	20—32
Шамотные	65—50	30—45	—	—	1—2	—	1580 1750	1250 1400	10—50	200 500	2,5 2,7	2,1 2,4	13—25
Высокоглиноземистые (муллитовые, корундо- вые и др.)	45—0	50— 100	До 0,2	До 0,2	До 2	—	1770 2050	1550 1870	5—30	300 600	—	2,3 2,9	10—25
Магнезитовые	3—2	2—12	82—96	2—3	—	—	2300	1550 1630	1—2 (воздуш- ных тепло- смен 4—30)	450 650	3,5 3,6	2,6 3,0	10—28
Доломитовые	16—4	1	30—40	60—45	3	—	1800 2000	1550 1700	20	200 1000	—	2,9	16—28
Форстеритовые	40—33	10— 2,7	40—60	0,3— 3,0	6—14	—	1800 1850	1600 1800	—	150 600	—	2,0— 3,0	20—40
Шпинельные	3	25—65	30—75	1,0	24—2	Cr ₂ O ₃ 1—40	1900	1500 1800	10—30	500 1200	—	2,7 3,5	5—25

Огнеупорные изделия	Химическая стойкость ¹				особая стойкость по отношению к	Средний коэффициент термического расширения от 30 до 1000° С $\alpha_{ср} \cdot 10^6$, м/(м·град)	Газопроницаемость, л·м/(м ² ·мм вод. ст.·ч)	Коэффициент теплопроводности \times Ккал/(м·ч·°С)		Средняя теплоемкость при 1000° С, ккал/кг·град)	Коэффициент температуропроводности при 1000° С $\alpha \cdot 10^3$, м ² /ч	Дополнительная усадка (рост), не более, %	Относительная стоимость
	основные шлаки	кислые шлаки	восстановительные реагенты	окислительные реагенты				при 300° С	при 1000° С				
Динасовые Подукислые (кварцев- глинистые) Шамотные	П	Х	У	Х	Zn, Kd, Sn	11,5 13 7	0,5 3,2	1,0 1,2 0,8	1,4 2,2 1,1	0,24	3,8	Рост 0,8	1,0
	П	У	У	У	—	4,5 9	1	0,9	1,1	0,26	2,5	0,7	1,0
	П	У	У	У	—	Расплав- ленными металлами То же	6,0 5,5 8,5	3,7	1,1 1,3 3,2	1,5 1,1 2,2	—	0,2—0,5	15,0
Высокоглиноземистые (муллитовые, корун- довые и др.) Магнезитовые	Х	Х	У	Х	—	7	1	4	3	0,26	4,45	0,1—2	1,6
	У	П	У	У	Плохо к Н ₂ O	11 1,8	1,8	5 1,8	4 1,8	—	—	0,3—1,3	1,3
Доломитовые	У	П	У	У	—	—	—	—	—	—	—	0,8—1,3	2,0
Форстеритовые Шпинельные	У	У	П	Х	—	11,0 7 9	—	1,3 3,5	1,3 1,4	—	—	0,1—0,4	—

¹ Х — хорошо; У — удовлетворительная; П — плохо; О — отличная.

Огнеупорные изделия	Химический состав, %						Огнеупорность, °С	Температура начала размягчения под нагрузкой 2 кг/см ² , °С	Термическая стойкость, водяные теплосмены	Временное сопротивление сжатию кг/см ²	Плотность, т/м ³	Объемная масса т/м ³	Пористость, %
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	Fe ₂ O ₃	прочие							
Хромитовые	6—8	18—30	11—24	2	15—23	30—48	1900	1300	3—5	300	4	2,9	16—25
Хромомagneзитовые	3—6	5—25	66—35	0,5—3,0	8—18	10—25	>2000	1400	5—50	300	3,5	2,6	16—25
Графитовые	33—46	30—12	—	—	0,2—1,5	20—50	>2000	1400	60	130	—	1,8	23—28
Углеродистые (коксовые)	Зола не более 10%						85—92	>2500	1600	—	120	1,8	30—35
Карборундовые	38—4	1—13	—	—	1—2	50—95	1820	1650	50—100	300	2,2	1,6	10—26
Циркониевые	Минеральная связка						2000	1860	400	600	3,1	2,6	10—26
Огнеупорные бетоны	1 ч. глинозема	8 ч. заполнителя (шамот, хромит и др.)	—	—	—	—	1500—1800	1000—1450	10—25	50	—	1,9	25—30
Набивные массы	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Легковесные огнеупоры	—	—	—	—	—	—	1650	1200	—	7	—	0,27	50—85

Огнеупорные изделия	Химическая стойкость 1				Средний коэффициент термического расширения от 30 до 1000°С (ср. 10°С), м/(м·град)	Газопроницаемость, л·м/(м²·мм вод ст.·ч)	Коэффициент теплопроводности, ккал/(м·ч·°С·град)		Средняя теплоемкость при 1000°С, ккал/(кг·град)	Коэффициент температурного расширения при 1000°С, м²/ч	Дополнительная усадка (рост), не более, %	Относительная стоимость
	основные шлаки	кислые шлаки	восстановительные реагенты	окислительные реагенты			по отношению к особая стойкость	при 300°С				
Хромитовые	Х	У	П	Х	9 II	—	2	1,7	—	—	—	1,3
Хромомагнезитовые	О	У	У	О	8	0,9 4,5	1	1,1	0,23	0,2—2,0	0,2—2,0	1,3—2,0
Графитовые	У	У	У	П	10 0,3 0,4	—	3 4 5	—	0,2	0,3—0,7	0,3—0,7	7,0
Углеродистые (коксовые)	У	У	У	П	—	—	15	—	—	—	0,3	4,5
Карбундовые	П	У	Х	У	4	—	15	12	—	—	—	25,0
Циркониевые	У	У	П	Х	8	—	2,5 2,9	1,6 2,0	—	—	—	—
Огнеупорные бетоны	—	—	—	—	5	—	0,4 0,6	—	—	0,4—1,0	0,4—1,0	—
Набивные массы	—	—	—	—	7	—	—	—	—	—	—	—
Легковесные огнеупоры	П	П	—	—	—	—	0,1 0,7	—	—	—	—	—

Объемная масса огнеупора определяется как масса единицы его объема с учетом всех пор.

Пористость огнеупоров характеризуется относительным объемом пустот или пор, выраженным в процентах. Так как поры в изделиях не одинаковы и бывают открытые с наружной поверхности и закрытые в виде изолированных со всех сторон объемов, то обычно определяют только открытую, или кажущуюся пористость. Для ее определения находят объем воды, который поглощается кирпичом, и вычисляют его отношение к общему объему кирпича.

Газопроницаемость огнеупоров представляет собой количество воздуха в литрах, прошедшего через испытываемый образец с площадью 1 м^2 при толщине образца 1 м , разности давлений 1 мм вод. ст. , в течение 1 ч .

Химическая стойкость характеризует свойство огнеупора выдерживать разрушающее химическое воздействие различных компонентов металлургических процессов: шлаков, металлов, газообразных составляющих и т. п. Это воздействие складывается из непосредственного химического реагирования этих компонентов с составляющими веществами огнеупоров, в результате которого образуются новые химические соединения, ухудшающие его свойства, имеющие пониженную температуру плавления и легко удаляемые из тела огнеупора. В результате этого огнеупор разъедается и разрушается и постепенно его частицы уносятся из кладки печи. Химическая стойкость огнеупоров в основном зависит от взаимной химической активности и химического сродства данного огнеупора и компонентов металлургического процесса. Поэтому при выборе огнеупоров для той или иной металлургической печи в первую очередь следует учитывать возможное химическое взаимодействие огнеупора и материалов и продуктов переработки. Если в печи перерабатываются кислые материалы и шлаки также получают с повышенной кислотностью, то следует ориентироваться на кремнеземистые или алюмосиликатные огнеупоры, имеющие кислые или нейтральные свойства. При основных шлаках целесообразно применять магнезиальные огнеупоры, имеющие основной характер. В настоящее время еще не разработана объективная и надежная методика для определения химической стойкости огнеупоров. Поэтому в табл. 25 приведена только ориентировочная качественная характеристика химической стойкости огнеупорных изделий по отношению к основным и кислым шлакам, восстановительным и окислительным реагентам, а также выделена особая стойкость отдельных видов огнеупоров по отношению к металлам. Для качественной характеристики химической стойкости существуют следующие категории оценок: П — плохая; У — удовлетворительная; Х — хорошая; О — отличная.

Термическое расширение огнеупоров характеризуется средним линейным коэффициентом термического расши-

рения $\alpha_{\text{ср}}$, определенным экспериментально в интервале температур 30—1000° С:

$$\alpha_{\text{ср}} = \frac{L_t - L_0}{L_0 t} \text{ м/(м} \cdot \text{град)},$$

где L_t и L_0 — длина испытываемого образца при температуре t и при 0° С.

Дополнительной линейной усадкой, или ростом огнеупорных изделий называются необратимые изменения их линейных размеров в результате повторного нагревания при высоких температурах. По ГОСТу дополнительная усадка определяется после выдержки изделий в течение 2—3 ч при температуре 1450—1650° С по формулам:

объемная усадка

$$\Delta V = \frac{V_1 - V_0}{V_0} 100\%;$$

линейная усадка

$$\Delta l = \frac{\Delta V}{3},$$

где V_1 и V_0 — объем изделия до и после нагрева.

Чем больше величина дополнительной усадки (роста), тем ниже качество огнеупорного изделия.

Теплопроводность огнеупоров колеблется в широких пределах. В большинстве случаев они играют роль теплоизоляторов, за исключением тех случаев, когда тепло к перерабатываемым материалам передается через огнеупорную стенку (муфельные, ретортные и тигельные печи). При повышении температуры теплопроводность большинства огнеупоров возрастает. Исключения составляют магнезитовые и карборундовые огнеупоры, обладающие обратной зависимостью.

Теплоемкость огнеупоров находится в сравнительно узком интервале значений, которые увеличиваются с повышением температуры.

Электропроводность огнеупоров при обычных температурах мала и они являются изоляторами. При повышении температуры электропроводность огнеупоров значительно возрастает и выше 1200° С они уже являются проводниками.

Правильность формы и точность размеров огнеупорных изделий устанавливается соответствующими ГОСТами. Например, для шамотных изделий первого сорта класса А и Б допускаются отклонения в размерах по длине $\pm 3,5$ мм, по ширине ± 2 мм и по толщине ± 1 мм.

2. Динасовые изделия

Динасом называется огнеупорный материал, содержащий не менее 93% SiO_2 , изготовленный из кварцевых пород на известковой или иной связке. Так как в основе динасовых изделий лежит

кремнезем, то для понимания сущности производства этих изделий и их поведения в печах необходимо ознакомиться с модификациями кремнезема и их термическими превращениями. Безводный кремнезем известен в следующих восьми модификациях:

- Кварц α и β
- Тридимит α , β и γ
- Кристаллит α и β
- Кварцевое стекло

Наиболее распространен в природе β -кварц, составляющий основу кварцевого песка, кварцитов и горного хрусталя. При нагревании одна модификация кремнезема переходит в другую. Теоретическая схема этих превращений показана на рис. 151,

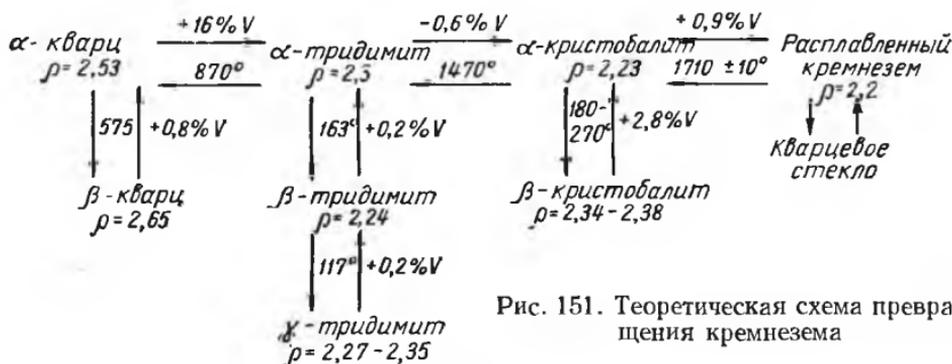


Рис. 151. Теоретическая схема превращения кремнезема

где горизонтальными стрелками обозначены направления медленно протекающих превращений, а вертикальными — направления быстропротекающих превращений. На схеме показано также изменение объема, происходящее при превращениях, и даны плотности различных форм кремнезема. Для медленно идущих превращений указанные на схеме температурные границы справедливы лишь в условиях весьма длительного нагрева, тонкого измельчения и в присутствии сильных плавней — минерализаторов. Скорость превращения одной модификации кремнезема в другую может быть заметно увеличена повышением температуры, уменьшением размера зерен кремнезема, увеличением добавки плавней минерализаторов (FeO, CaO и их силикатов), образованием между кристаллами кремнезема вязкой полужидкой среды. В заводских условиях для интенсификации этих превращений диносовые изделия обжигают при более высокой температуре, чем это следует из теоретической схемы. Для достижения максимального перехода кремнезема в форму тридимита, наиболее желательную для получения качественного огнеупора, диносовые изделия обжигают при температуре $1300 - 1460^\circ\text{C}$, лежащей около температуры перехода тридимита в кристаллит. В результате этого достигается высокая степень тридимитизации огнеупора, но одновре-

менно с тридимитом в изделии образуется значительное количество кристобалита.

Из всех модификаций кремнезема для динасовых огнеупоров наиболее желателен тридимит. Он отличается наименьшим термическим расширением, наибольшей прочностью сращения кристаллов и является наиболее шлакоустойчивой формой кремнезема. Поэтому на практике всегда стремятся получить по возможности более тридимитизированный кирпич, содержание в котором тридимита составляет 50—70% и кристобалита 30—20%, что косвенно определяется плотностью кирпича 2,38—2,42.

Как видно из данных, приведенных на рис. 151, наибольшие объемные изменения при нагревании кремнезема происходят при переходе α -кварца в α -тридимит и в α -кристобалит, где наблюдается увеличение объема на 15—16%. Также следует отметить и переходы β -кварца в α -кварц и α -кристобалита в β -кристобалит, которые хотя и характеризуются сравнительно небольшими изменениями объема (0,8 и 2,8%), но в условиях быстро протекающих процессов перекристаллизации не могут быть оставлены без внимания.

Отмеченные объемные изменения, происходящие при перекристаллизации кремнезема, при неосторожном ведении этого процесса могут вызвать нежелательные деформации огнеупорных изделий, трещины и даже разрушения. Во избежание этого нагрев изделий в интервалах температур, в которых происходят объемные изменения, связанные с перекристаллизацией кремнезема, должен происходить замедленно (см. стр. 412).

Примеси, наиболее часто сопровождающие кремнезем в исходном сырье, а также вводимые при изготовлении огнеупорных изделий, — Al_2O_3 , CaO, MgO, FeO и Na_2O . Эти примеси оказывают на кремнеземистую массу двоякое воздействие.

С одной стороны, все они, как правило, заметно понижают огнеупорность динасовых изделий, что подтверждается соответствующими двойными диаграммами плавкости SiO_2 —MeO. Особенно резко снижают огнеупорность кремнеземистой массы Na_2O , FeO и Al_2O_3 , содержание которых по этой причине строго ограничивается и должно быть для FeO и Al_2O_3 не выше 1,5%, а для Na_2O не более 0,3%. Содержание суммы CaO и MgO по тем же причинам не допускается выше 2—3%. Общее содержание примесей в динасовых изделиях не должно превышать 3—7%.

С другой стороны, в процессе изготовления огнеупоров перечисленные примеси оказывают на кремнеземистую массу полезное действие, являясь ее минерализаторами (катализаторами) и порождая образование полужидкой стеклообразной среды, что в целом обеспечивает более высокую степень тридимитизации кремнезема и повышенное качество огнеупорного изделия.

Основное сырье для производства динаса — цементные и кристаллические кварциты, содержащие 95—98% SiO_2 .

Месторождения кварцитов имеются в различных районах СССР, но наиболее крупные месторождения расположены на Украине, Урале и в Восточной Сибири. Заводы по производству динасовых огнеупоров располагаются около крупных месторождений кварцитов. Некоторые крупные металлургические комбинаты имеют в своем составе цехи по производству динасовых огнеупоров, работающие на местном сырье.

Добытый на руднике кварцит поступает на заводской механизированный склад. Если в кварците имеются землистые загрязняющие примеси, то для их отделения его моют водой в специальных моечных барабанах. Далее кварцит проходит трехстадиальное сухое измельчение и классификацию по крупности на несколько фракций в пределах от 0,088 до 3 мм. Исходную шихту для изготовления динаса составляют, смешивая в определенной пропорции несколько фракций. Примерный гранулометрический состав шихты для изготовления динаса: 3—10% фракции +3 мм, 50—65% фракции —0,5 мм, 30—40% фракции —0,088 мм. Выбор и соблюдение рационального гранулометрического состава динасовой шихты весьма существенно влияют на качество огнеупорного изделия.

Кроме кварцитов, в исходную шихту для крупных фасонных изделий добавляют измельченный до тех же размеров бой динасового кирпича в количестве 20—40% от массы кварцитов. Назначение добавки динасового боя заключается в уменьшении роста изделий во время обжига и ослаблении возникающих при этом напряжений и деформаций. Дозированная по крупности шихта поступает на смешение в мокрые смесительные бегуны, в которые подается также в виде известкового молока CaO , являющаяся основой связи и одним из минерализаторов. Для получения достаточно прочного сырого изделия в шихту вместе с известковым молоком вводят патоку или сульфитно-спиртовую барду. Известковое молоко вводят в шихту из расчета содержания в ней 1,7—2,5% CaO и 5,5—9% H_2O , а органические клеящие вещества — в количестве 0,2—1,0%. Из полученной пластичной массы на механических прессах формуют сырые динасовые изделия под давлением 200—300 кг/см^2 . Сырые изделия сушат при температуре 140—200° С до 1—1,5% влаги в камерных или тоннельных сушилках. Время сушки сырца обычно 8—18 ч. †

Завершающая и важнейшая стадия изготовления динаса — обжиг, в процессе которого образуется $\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$, дающий вместе с примесями кварцитов расплав, насыщенный SiO_2 , из которого выкристаллизовывается тридимит. Кроме того, при обжиге происходит и прямое полиморфное превращение кварца в тридимит и кристобалит, сопровождаемое расширением сырого изделия и постепенным увеличением его механической прочности. Теория процесса обжига динасовых изделий впервые была разработана В. Е. Грум-Гржимайло. Динас обжигают в периодических, газо-

камерных и тоннельных печах. Общая продолжительность обжига и охлаждения составляет от 6 до 25 суток в зависимости от типа печи. Термический режим обжига выбирают с учетом модификационных изменений кремнезема.

Нагрев и охлаждение динасовых изделий характеризуются несколькими замедлениями в изменении температуры, необходимыми для более спокойного протекания модификационных превращений кварца, без нарушения целостности изделия и снижения его качества. Наиболее характерные замедления происходят в интервалах: 1) $500\text{--}650^\circ\text{C}$, переход β -кварца в α -кварц; 2) $1100\text{--}1430^\circ\text{C}$, переход α -кварца в α -тридимит; 3) $300\text{--}150^\circ\text{C}$, переход α -тридимита и α -кристобалита в формы β и γ . Скорость изменения температуры в первом и третьем интервале не превышает 10 град/ч , а во втором $8\text{--}2\text{ град/ч}$.

При нарушении подобного режима обжига в динасовых изделиях наблюдаются трещины, крупные кристаллы перерожденного кварца и другие дефекты. Выше $1430\text{--}1450^\circ\text{C}$ температуру обжига поднимать не рекомендуется, так как при этом произойдет значительное перерождение в кристобалит. Чем медленнее поднимается температура от 1100 до 1430°C , тем меньше образуется кристобалита и больше тридимита. Обычно при обжиге динасовых изделий никогда не удается провести полную тридимитизацию всего кварца, и этот процесс продолжается уже в кладке металлургических печей. График разогрева печей должен составляться с учетом возможных модификационных изменений кварца и необходимых в связи с этим замедлений в подъеме температуры. Следует также учитывать, что динасовый кирпич, проработавший в кладке металлургических печей и не получивший наружных повреждений, более надежен и прочен, чем новый кирпич, только что полученный с завода огнеупорных изделий.

В настоящее время динасовые изделия в СССР для мартеновских, электросталеплавильных, коксовых и стекловаренных печей стандартизованы, и в соответствующих ГОСТах и технических условиях предусмотрены определенные показатели, которым должны удовлетворять огнеупоры различных сортов. По химическому составу динас должен содержать: не менее $93\text{--}94,5\%$ SiO_2 и не более $1,5\%$ Al_2O_3 , $2\text{--}2,8\%$ CaO . Огнеупорность динаса должна быть не ниже $1690\text{--}1710^\circ\text{C}$, температура начала размягчения под нагрузкой $1620\text{--}1660^\circ\text{C}$, плотность не более $2,35\text{--}2,4$. Предел прочности при сжатии не менее $175\text{--}225\text{ кг/см}^2$ и пористость не более $21\text{--}23\%$. Предусмотрены также определенные показатели по внешнему виду изделий, трещинам, отбитым углам и размерам.

Поведение динаса в металлургических печах характеризуется следующими особенностями:

1) высокой огнеупорностью, равной 1700°C , и высокой температурой размягчения (1650°C);

2) хорошей стойкостью по отношению к кислым шлакам, окисленным реагентам и расплавленным цветным металлам, плохой стойкостью по отношению к основным шлакам и пыли;

3) большим увеличением линейных размеров и объема при нагревании, связанным со значительным термическим расширением кирпича и с модификационными изменениями кварца;

4) низкой термической стойкостью, т. е. быстрым разрушением при значительных колебаниях температуры и ударах в кладку факела горелок.

Указанные основные особенности поведения динаса позволяют применять его в высокотемпературных плавильных печах цветной металлургии — отражательных, электрических и рафинировочных для кладки стен, сводов и подин, при работе этих печей на кислых шлаках. Возможно применение динаса и при работе на основных шлаках при условии сооружения защитного слоя (пояса) из других более стойких кирпичей в местах непосредственного контакта со шлаком или пылью. При динасовой кладке следует оставлять значительные температурные швы для компенсации термического расширения, а также составлять специальный график разогрева и пуска печей. В печах, выложенных динасовым кирпичом, следует избегать значительных колебаний температуры. В общем же динас — высококачественный и стойкий огнеупор, вполне удовлетворяющий требованиям высокотемпературных металлургических печей черной и цветной металлургии.

В последнее время разработана технология производства высокоплотного динаса, отличающегося повышенной шлакоустойчивостью. Этот динас содержит до 98% SiO_2 , имеет пористость не выше 11—13% и характеризуется малой газопроницаемостью и малым размером пор. Высокоплотный динас имеет повышенную химическую стойкость и применяется в сводах электрических и пламенных печей для плавки металлов.

Кремнезем применяют как огнеупор в виде различных п л а в л е н ы х и з д е л и й. Его используют в набивных массах для набивки лещади отражательных, электрических и рафинировочных печей и футеровки кислых конвертеров. Набивную кварцевую массу составляют из чистого кварцевого песка, содержащего 95—97% SiO_2 крупностью 0,7—1,5 мм с добавкой огнеупорной глины в количестве 5—10% по объему, от 0 до 5% воды и иногда 1—2% жидкого стекла (38° Вё). Усиленно трамбуя эту массу, набивают соответствующие части печей, после чего ее просушивают и оплавляют при температуре разогрева печи, достигающей 1550—1650° С. После оплавления набивных частей печей их пропитывают шлаком или металлом для получения большей прочности. Набивные кварцевые подины печей могут работать в течение нескольких лет, особенно если их периодически осматривать и ремонтировать.

Из чистого кремнезема плавкой в электропечах получают изделия из п л а в л е н о г о к в а р ц а — тигли, трубки, чашки, пробирки и т. п. Эти изделия обладают высокой огнеупорностью и термостойкостью, прозрачны и находят широкое применение в технике и лабораторных работах. Они применяются так же, как изоляторы, отлично работающие при высоких напряжениях.

3. Шамотные и высокоглиноземистые изделия

Шамотными огнеупорами называются изделия, изготовленные из смеси сырой и обожженной огнеупорной глины и содержащие от 30 до 45% Al_2O_3 . Шамотные огнеупоры — самый распространенный, массовый вид огнеупорных материалов, широко применяющийся в металлургии, металлообработке, химической промышленности, транспорте и других отраслях народного хозяйства. Производство шамотных огнеупоров достигает 70% от общего производства всех огнеупоров в СССР.

Основное сырье для производства шамотных изделий — о г н е у п о р н ы е г л и н ы, представляющие природные глиноземистые силикаты — продукты разложения и выщелачивания полевошпатовых изверженных пород: гранита, порфира и гнейса. Основная составляющая часть глин — каолинит $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \times \times 2H_2O$. Примесями в составе глин являются гидрослюда, кварц, окислы и сульфиды железа, влага, иногда углерод. Качество глины тем лучше, чем больше в ней содержится каолинита и чем меньше примесей и тоньше гранулометрическая характеристика частиц. Важные характеристики качества огнеупорных глин — термические показатели: огнеупорность и температура спекания. Огнеупорность глин достигает $1850^\circ C$. Температура спекания, т. е. температура, при которой образуется прочный твердый сrostок или черепок, должна быть возможно более низкой и находиться в пределах $1100—1500^\circ C$. Внешними признаками хорошей огнеупорной глины служат кажущаяся жирность на ощупь, пластичность и способность легко формоваться, отсутствие твердых кусковых прослоек и включений, белый или светло-голубой цвет. Обычно огнеупорные глины подразделяются на три вида:

- 1) основные — с содержанием не менее 30% $Al_2O_3 + TiO_2$;
- 2) полукислые — с содержанием менее 30% $Al_2O_3 + TiO_2$;
- 3) углистые, имеющие потери при прокаливании выше 16—20% (из-за содержания угля и органических веществ).

Свойства глин и изготовляемых из них огнеупоров в значительной степени зависят от их химического состава и прежде всего от содержания в них Al_2O_3 и примесей, понижающих огнеупорность. Так как главными составляющими являются Al_2O_3 и SiO_2 , то прежде всего следует рассмотреть диаграмму состояния системы $Al_2O_3—SiO_2$. На рис. 152 эта диаграмма приведена по исследованиям Н. А. Торопова и Ф. Я. Галахова, на ней показаны

участки, характерные по химическому составу для полукислых, шамотных и высокоглиноземистых огнеупоров.

Рассмотрение диаграммы состояния позволяет сделать следующие выводы:

1. Температура плавления смеси Al_2O_3 и SiO_2 заметно повышается при увеличении содержания Al_2O_3 , приближаясь к $2050^\circ C$.

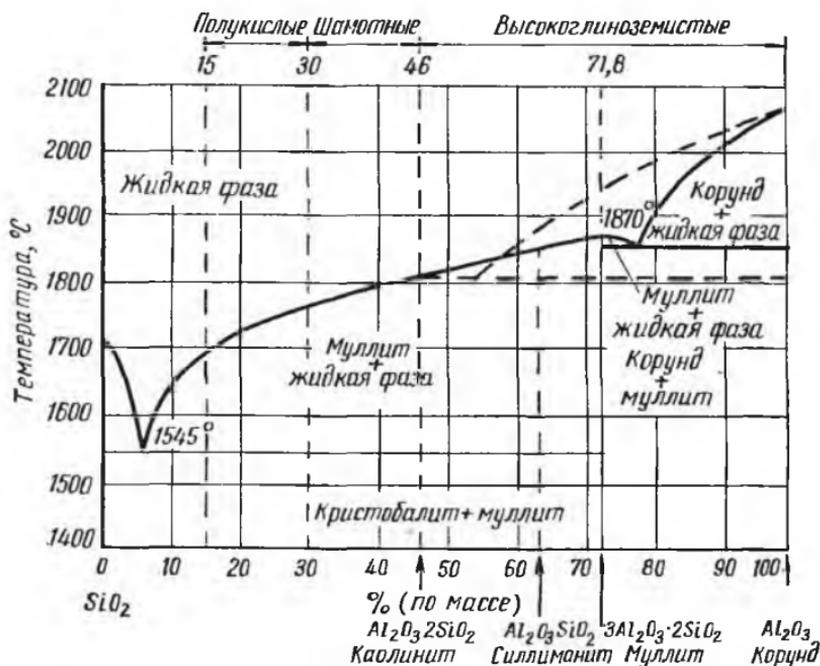


Рис. 152. Диаграмма состояния системы $Al_2O_3 - SiO_2$

2. Обратная картина наблюдается в смесях, содержащих более 90% SiO_2 (область динаса). Здесь Al_2O_3 из-за эвтектики с температурой плавления $1545^\circ C$ резко снижает температуру плавления смеси.

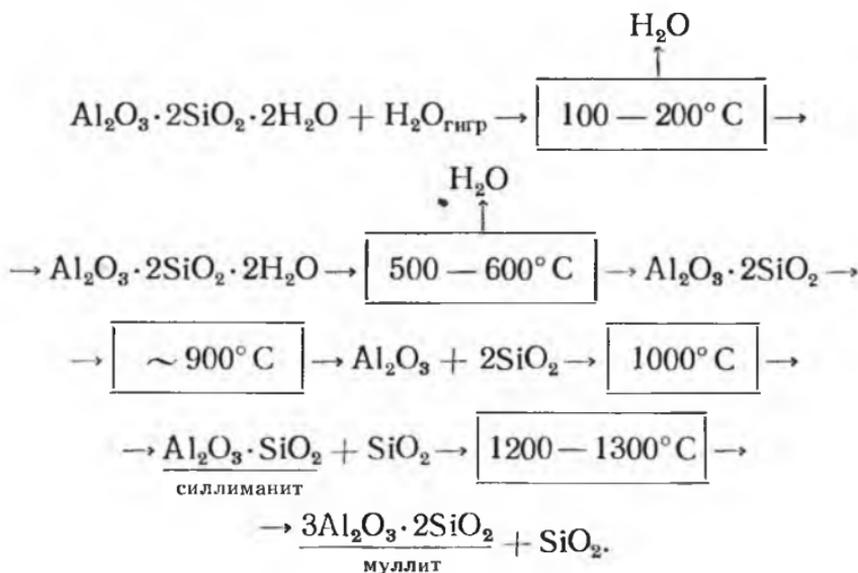
3. Единственное устойчивое химическое соединение, находящееся в твердой фазе, — муллит $3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$ с температурой плавления $1870^\circ C$.

Исследования влияния других примесей показали, что общее содержание примесей, являющихся плавнями, не должно превышать 5—7%. Особенно опасны окислы K_2O , Na_2O и Fe_2O_3 , резко снижающие огнеупорность глин. Содержание K_2O и Na_2O в огнеупорной глине не должно превышать 0,6—2%, а содержание Fe_2O_3 в зависимости от сорта глины не должно превышать 1,3—5,5%. В глинах всегда присутствует 1—2% TiO_2 , содержание которого обычно не лимитируется, и чаще всего считают состав глины на сумму $Al_2O_3 + TiO_2$. Окислы CaO и MgO действуют на

глину подобно окислам железа, но ввиду того, что они редко присутствуют в глинах, содержание их официально не лимитируется.

Месторождения глин имеются почти во всех районах СССР, что позволяет организовать повсеместное изготовление шамотных или полукислых огнеупоров. Наиболее крупные разведанные месторождения высококачественных огнеупорных глин и каолинов сосредоточены на Украине, Урале, в Центральном районе и Восточной Сибири. Общеизвестны часов-ярская, пятихатская, латненская, кировская, боровичская, любытинская, суворовская, богдановичская и другие глины, около месторождений которых построены заводы по производству шамотных огнеупоров и керамических изделий. Огнеупорность глин обычно лежит в пределах 1600—1770° С, а температура спекания 1100—1500° С.

Состав всех огнеупорных глин изменяется при нагревании. В общем виде термические превращения каолинита могут быть представлены следующей схемой:



Приведенная схема показывает, что состав каолинита при нагревании значительно меняется, это связано с удалением влаги и образованием единственного термически устойчивого соединения — муллита. Так как эти превращения каолинита сопровождаются изменениями объема (усадка 16—20%) и появлением трещиноватости и открытой пористости, приготовление качественного огнеупора непосредственно из сырой глины затруднительно. Приходится большую часть огнеупорной глины, идущей на изготовление огнеупоров, предварительно обжигать при температуре, обеспечивающей завершение всех термических ее преобразований и получение муллита.

Шамотные огнеупоры производят по следующей технологической схеме. Огнеупорность глины, идущей на приготовление шамотных огнеупоров, должна быть не менее 1580°C . Содержание в глине минеральных включений — известняка, пирита и других, не должно превышать в сумме 5—6%, содержание песка не должно превышать норм суммарного содержания кремнезема в шихте. При более высоком содержании включений глину специально подготавливают, просеивают и отмучивают. Поступающая на завод свежедобытая глина содержит 15—25% влаги и требует предварительной сушки, так как без этого ее невозможно измельчать. Сушку проводят до 7—8% остаточной влажности в барабанных сушилках с ячейковым сечением, работающих по принципу прямоочного движения глины и топочных газов. Для улучшения процесса сушки глину предварительно режут на куски на глино-резных машинах. После подсушки часть глины размалывают на куски размером не более 200—250 мм и направляют на обжиг. Если по условиям добычи в глине содержится много мелких кусков размером менее 30 мм, то перед обжигом ее брикетируют. Кусковую или брикетированную глину обжигают в шахтных, кольцевых или вращающихся барабанных печах при максимальной температуре $1200\text{—}1400^{\circ}\text{C}$, что обеспечивает получение муллита и спекание глины. Продолжительность обжига, ч: в шахтных печах 40—50; в кольцевых печах 100—160; во вращающихся печах 2—5. После обжига полученный спек, называемый шамотом, дробят и измельчают до крупности от 0,1—0,2 до 2—5 мм и рассеивают на различные фракции. Полученный шамотный порошок идет на изготовление шамотных изделий в качестве отощающей добавки к сырой глине, а также является готовым огнеупором для изготовления растворов, набивных масс и огнеупорного бетона. Часть глины после сушки не поступает на обжиг, а идет на дезинтеграторы для тонкого измельчения до зерен менее 0,5 мм. Тонкоизмельченная глина и шамотный порошок служат основными материалами для приготовления исходной шихты для шамотных огнеупоров.

Качество обычных шамотных огнеупоров сильно зависит от гранулометрического состава шамотного порошка. Увеличение содержания мелких фракций ($<0,1\text{—}0,2\text{ мм}$) при одновременном снижении предельной величины крупных зерен до 1,5—2 мм обеспечивает повышение прочности и плотности огнеупорного изделия, но снижает его термическую стойкость. Наоборот, уменьшение количества мелочи при одновременном повышении размера крупных зерен до 3—5 мм повышает термическую стойкость шамотных огнеупоров. Для нормальных шамотных огнеупоров удовлетворительная термическая стойкость и прочность достигаются при следующем гранулометрическом составе шамотной смеси: 40—45% зерен меньше 0,5 мм; 25—30% зерен меньше 0,1—0,2 мм; предельная крупность зерен 2—5 мм. Для обычных шамотных изделий исходная шихта состоит из 40—60% шамота и

60—40% глины. Дозировку по крупности и количеству составляющих и их шихтовку проводят на ленте или в шнеке, на которые питателями подаются различные компоненты шихты. Исходную шихту увлажняют до 16—21% для пластичного прессования и до 8—9% для полусухого прессования и очень тщательно перемешивают в специальных лопастных смесителях или на смесительных бегунах. После изготовления теста для пластичного прессования оно поступает на формовку изделий на ленточных прессах с окончательной допрессовкой сырца на допрессовочных прессах под давлением 30—60 кг/см². Тесто для полусухого прессования вымешивают особо тщательно, и изделия из него формуют на прессах под давлением 200—600 кг/см².

Пластичное прессование по сравнению с полусухим имеет следующие недостатки: 1) большую усадку изделий при сушке и обжиге, составляющую 8—9%; 2) длительную сушку сырца; 3) меньшую прочность сырца; 4) меньшую термическую стойкость изделия. Преимущество пластичного прессования — то, что оно позволяет изготавливать изделия любой сложной формы, а это затруднительно при полусухом прессовании.

Высокое содержание в обычных шамотных массах сырой глины, достигающее 50%, ухудшает качество огнеупоров вследствие большой усадки при обжиге и сушке и отрыве глины от зерен шамота.

Для повышения термической стойкости и механической прочности шамотных изделий и уменьшения их пористости внедряется производство многошамотных изделий, в шихте которых содержание шамота доведено до 80—85%, а содержание глины снижено до 20—15%. Для многошамотных изделий шихту готовят из тонкодисперсной высокопластичной глины, частично переводимой в шликер (смесь глины и воды с электролитом) и тщательно распределяемой между зёрнами шамота длительным вымешиванием. Для прочности сырца в шихту добавляют около 0,5% сульфатно-спиртовой барды. Влажность шихты для многошамотных изделий 5—6,5%. Многошамотные массы прессуют при повышенном давлении 400—500 кг/см².

Иногда, если в районе завода имеются залежи плотных глинистых сланцев, не размокающих в воде, их применяют в качестве заменителей шамота в шихте шамотных изделий. Огнеупорные изделия, изготовленные из смеси зерен глинистых сланцев и сырой огнеупорной глины, называются бесшамотными изделиями. По своему качеству и стоимости эти изделия не уступают обычным шамотным огнеупорам.

Сформованные сырые шамотные изделия в зависимости от способа их приготовления содержат от 6 до 21% влаги. Для удаления этой влаги их сушат в тоннельных сушилках при температуре 120—200° С до 1—2% остаточной влажности. В зависимости от размера изделия и его влажности сушка продолжается от 12 до 100 ч. Сушка шамотных изделий — очень важная и ответственная

операция и ввиду большой влажности сырых изделий требует медленного и осторожного проведения во избежание деформации изделий. После сушки изделия поступают на обжиг в периодические, кольцевые или тоннельные печи. В отличие от обжига динаса процесс обжига шамотных изделий более прост и сущность его заключается в спекании исходной шихты и получении плотного и прочного черпака.

Термический режим обжига должен учитывать изменения состава сырой глины, входящей в состав сырого изделия. Для обычных шамотных изделий, содержащих до 50% сырой глины, конечная температура обжига составляет 1300—1350° С при общей продолжительности обжига 70 ч. Для многошамотных изделий конечная температура обжига 1400—1430° С при продолжительности обжига 80—110 ч.

Поведение шамотных изделий в металлургических печах характеризуется следующими важнейшими особенностями:

- 1) низкой температурой начала деформации под нагрузкой 2 кг/см^2 , равной 1250—1400° С;
- 2) плохой химической стойкостью по отношению к расплавленным шлакам;
- 3) заметной усадкой при температуре 1200—1400° С, достигающей 0,7—1%;
- 4) значительной пористостью и газопроницаемостью;
- 5) удовлетворительной термической стойкостью.

Указанные особенности шамотных огнеупоров ограничивают применение их в высокотемпературных плавильных металлургических печах. Однако дешевизна и возможность повсеместного их изготовления из местного сырья обусловили широкое применение шамотных огнеупоров в металлургии. Их применяют во всех печах, где температура не превышает 1400° С и кладка не подвергается прямому воздействию расплавленных шлаков. Из шамотных огнеупоров сооружаются части стен плавильных печей, верхние части шахтных печей, нагревательные и обжиговые печи, газоходы, топки, дымовые трубы, футеровка ковшей и разливочных устройств, муфели и реторты и т. д.

Выпускаемые в СССР шамотные огнеупоры стандартизованы по основным свойствам, размерам и внешнему виду и подразделяются на три класса: А, Б и В. Огнеупорность их должна находиться в пределах 1730—1610° С; температура начала деформации под нагрузкой 2 кг/см^2 для класса А не менее 1300° С; предел прочности при сжатии 125—100 кг/см^2 ; кажущаяся пористость не более 30%, усадка не выше 0,7% при температуре 1400—1250° С.

Высокоглиноземистыми называются огнеупорные изделия с более высоким содержанием глинозема, чем шамотные огнеупоры, составляющее от 46 до 100%. Увеличение содержания глинозема значительно улучшает качество огнеупоров: по-

вышает их огнеупорность, что видно из диаграммы состояния системы $\text{Al}_2\text{O}_3\text{—SiO}_2$ (рис. 152); увеличивает химическую стойкость по отношению к основным и особенно к кислым шлакам; повышает термическую стойкость, механическую прочность и плотность. Повышенное качество высокоглиноземистых огнеупоров позволяет применять их в ответственных частях плавильных металлургических печей, для кладки сводов, стен, элементов ванны и выпускных отверстий. По принятой у нас классификации высокоглиноземистые огнеупоры подразделяются на три класса:

класс А	45—60% Al_2O_3
класс Б	60—75% Al_2O_3
класс В	Более 75% Al_2O_3

К высокоглиноземистым огнеупорам относятся: силлиманитовые, муллитовые, муллито-корундовые и корундовые изделия. Для производства высокоглиноземистых изделий используют природные и искусственные материалы с повышенным содержанием глинозема: минералы силлиманитовой группы — кианит, андалузит, силлиманит; природные гидраты глинозема — гидраргиллит, бемит, диаспор, входящие в состав бокситов; искусственный гидрат глинозема ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$), природный и электроплавленный корунд (Al_2O_3). В качестве связывающего вещества при производстве высокоглиноземистых изделий иногда применяют высококачественную огнеупорную глину.

Производство силлиманитовых, муллитовых и муллито-корундовых изделий обычно осуществляют по схемам, похожим на схему производства шамотных изделий. Вначале готовят синтетический шамот с повышенным содержанием глинозема. Для изготовления такого шамота чаще всего применяют технический глинозем, огнеупорную глину и иногда тонкоразмолотые минералы силлиманитовой группы. Из различных способов наиболее надежным способом приготовления высокоглиноземистого шамота считается шликерный, при котором тончайшую водную суспензию глинозема или минералов силлиманитовой группы, прошедших мокрое измельчение, тщательно смешивают с глинистым шликером и после обезвоживания и сушки полученную смесь в виде брикетов обжигают при температуре $1500\text{—}1600^\circ\text{C}$, необходимой для спекания брикетов. Полученный высокоглиноземистый шамот весьма тонко измельчают до зерен размером $0,02\text{—}1\text{ мм}$ с преобладанием тонких фракций, смешивают с ограниченным количеством глинистой, глинисто-глиноземной или силлиманитовой связки (10—20%) и из этой шихты готовят массу для полусухого прессования, содержащую 7—10% влаги. Из этой массы под высоким давлением $300\text{—}1000\text{ кг/см}^2$ прессуют изделия, которые сушат и обжигают при температуре $1550\text{—}1600^\circ\text{C}$.

Производство корундовых изделий осуществляют из корундового шамота на глиноземной связке. Корундовый шамот изготавливают из очень тонко измельченного глинозема, сформованного в брикеты и обожженного при температуре 1700—1750° С. Полученный корундовый шамот измельчают до крупности 0,02—3 мм, смешивают со связкой, изготовленной в виде тончайшей суспензии из тех же обожженных брикетов, добавляемой к смеси в количестве 30—45%. Из готовой массы, содержащей обычно 7—8% влаги, прессуют изделия под давлением до 700 кг/см². Эти изделия затем сушат и обжигают при температуре 1700—1750° С, если изделия изготавливают без добавки в шихту TiO₂, и при 1550° С с добавлением 1—2% TiO₂, снижающего температуру спекания.

Производство плавящихся высокоглиноземистых огнеупоров осуществляется электроплавкой соответствующих шихт. Чаще всего таким образом получают плавящиеся муллитовые изделия, для производства которых употребляют боксит, диаспор и каолин. Плавку ведут в дуговой электропечи с добавкой кокса или древесных опилок для восстановления железа и удаления его в виде ферросилиция. Расплавленную массу при температуре около 1900° С разливают в изложницы, где изделия постепенно охлаждают в течение 10 суток для получения максимального количества муллита. Плавящиеся муллитовые изделия на 70—80% состоят из муллита и обладают высокой плотностью, прочностью и шлакоустойчивостью.

Электроплавкой бокситов и прокаленного глинозема при температуре 2200—2500° С можно получать плавящиеся корундовые изделия. Высокоглиноземистые огнеупоры находят теперь все большее и большее применение в металлургических и стекловаренных печах, для кладки ответственных участков ванн, сводов, выпускных отверстий, а также для изготовления крупных промышленных тиглей.

Полукислыми называются огнеупорные изделия, содержащие менее 30% Al₂O₃ и занимающие на диаграмме состояния системы Al₂O₃—SiO₂ (рис. 152) участок между шамотными изделиями и кремнеземом. В отличие от высокоглиноземистых огнеупоров полукислые изделия обладают по сравнению с шамотными изделиями пониженными качествами. Несмотря на это полукислые изделия имеют большое промышленное значение как заменители шамотных изделий классов Б и В. Дело в том, что полукислые изделия могут изготавливаться из менее качественных огнеупорных глин, так называемых полукислых глин, отощенных кварцевыми включениями, месторождения которых имеются во многих районах СССР.

Можно также применять и обычные огнеупорные глины, значительно сокращая их потребление введением в шихту отощающих кварцевых добавок (кварцевый песок, дробленый кварцит). Полу-

кислые изделия изготавливают по технологической схеме, похожей на схему производства шамотных изделий. Существенное отличие технологии производства полуокислых изделий — небольшое количество шамота, вводимого в массу, обычно не превышающее 10—20%. Снижение количества шамота объясняется здесь тем, что огневая усадка глины компенсируется соответствующим ростом зерен кварца, что позволяет получать хорошее качество огнеупоров при малом количестве шамота или иногда даже совсем без шамота. Полуокислые огнеупоры обычно изготавливают пластичным и иногда полусухим прессованием. Сырец обжигают при температуре 1300—1400° С. По ГОСТу полуокислые огнеупоры должны иметь огнеупорность не менее 1710—1610° С, усадку не более 0,5%, температуру начала деформации при нагрузке 2 кг/см² не ниже 1400—1300° С. Полуокислые изделия употребляют в неотвественных частях металлургических печей, газоходах, ковшах и т. п.

4. Магнезиальные и хромистые изделия

К этой группе огнеупоров относятся следующие изделия: 1) магнезитовые, состоящие в основном из MgO; 2) доломитовые — MgO и CaO; 3) форстеритовые — 2MgO·SiO₂; 4) шпинельные — MgO·Al₂O₃ и MgO·Cr₂O₃; 5) хромитовые FeO·Cr₂O₃; 6) хромомагнезитовые и магнезитохромитовые — MgO и Cr₂O₃. Главные окислы, из которых состоят эти огнеупоры: MgO, CaO, Cr₂O₃ и их соединения с SiO₂ и Al₂O₃. Перечисленные изделия относятся к высококачественным огнеупорам и характеризуются высокой огнеупорностью, повышенной плотностью, хорошей химической стойкостью по отношению к основным шлакам, металлам и штейнам. Благодаря этим качествам их широко применяют для сооружения самых ответственных частей высокотемпературных металлургических печей — подин, ванны, стен, выпускных отверстий и сводов.

Основное сырье для производства магнезиальных и хромистых огнеупоров: 1) природный магнезит; 2) соли магния, содержащиеся в воде морей и некоторых озер; 3) природные силикаты магния, содержащиеся в горных породах: дуните, серпентините, оливините и др.; 4) хромит (хромитовая руда); 5) доломит.

Природный магнезит состоит почти исключительно из углекислого магния — MgCO₃. Месторождения магнезита сравнительно редки, наиболее крупные месторождения его находятся в СССР на Урале (Саткинское месторождение), в КНР, Австрии, Чехословакии, Греции и Индии. Саткинское месторождение магнезита — одно из крупнейших месторождений в мире и содержит в себе высококачественный магнезит, характеризующийся высокой чистотой и постоянством состава. Производство магнезиальных огнеупоров в СССР в настоящее время в основном базируется на Саткинском месторождении.

Вследствие малой распространенности месторождений магнезита в ряде стран сырьем для производства магнезиальных огнеупоров служат соли магния, добываемые из морской воды или из рапы соленых озер (например, в США).

Содержание примесей в магнезите и в солях, идущих на производство огнеупоров, должно быть строго ограничено и в пересчете на прокаленные материалы должно удовлетворять следующим условиям: не менее 85—91% MgO, не более 2—3% CaO, не более 3—5% SiO₂, не более 5% Fe₂O₃.

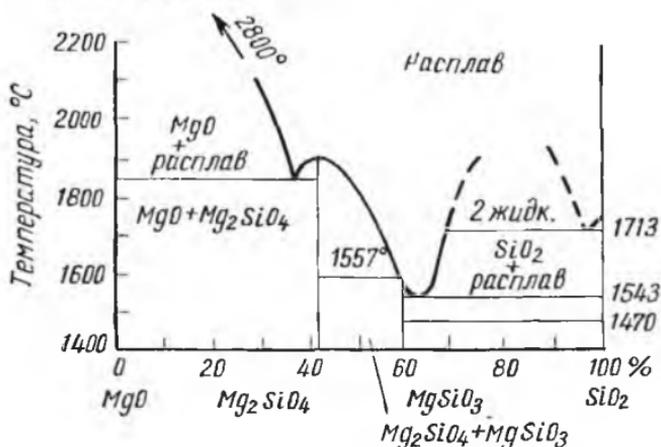
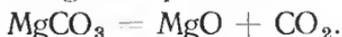


Рис. 153. Диаграмма состояния системы MgO — SiO₂

Природный магнезит при нагревании до 650—700° С разлагается с образованием MgO по реакции



Свойства образующейся при обжиге окиси магния зависят от температуры обжига. Если обжиг ведут при температуре 800—950° С, то получается каустический магнезит, который при смачивании водой легко гидратируется с образованием Mg(OH)₂, а при смачивании растворами солей MgCl₂, CaCl₂ и др. дает тесто, затвердевающее в камнеподобные массы. Для производства огнеупоров каустический магнезит не годится и употребляется в строительном деле. Для получения более устойчивой очень слабо гидратирующейся формы MgO магнезит обжигают при температуре 1500—1700° С. При этой температуре получается спекшийся магнезит, состоящий из кристаллов периклаза MgO, монтичеллита CaMgSiO₄, шпинели MgAlO₄ и магнезиоферрита MgFe₂O₄.

Природные силикаты магния в отличие от магнезита весьма распространены в природе и запасы их практически неограничены. Этот вид сырья имеет весьма большое значение как заменитель редкого и дорогого магнезита. Свойства чистых силикатов магния характеризуются диаграммой состояния системы MgO—SiO₂ (рис. 153), из которой видно, что имеются два химиче-

ских соединения: форстерит Mg_2SiO_4 и метасиликат $MgSiO_3$. Наибольший интерес для производства огнеупоров представляет форстерит с температурой плавления $1890^\circ C$, но он в природе обычно встречается в виде твердых растворов с фаялитом Fe_2SiO_4 , носящих название оливинов. Свойства оливинов характеризуются диаграммой состояния системы $MgSiO_4—Fe_2SiO_4$ (рис. 154), показывающей, что для производства огнеупоров пригодны оливины, в которых содержание FeO ограничено и не превышает 10—15%. Оливины, широко распространенные в СССР, назы-

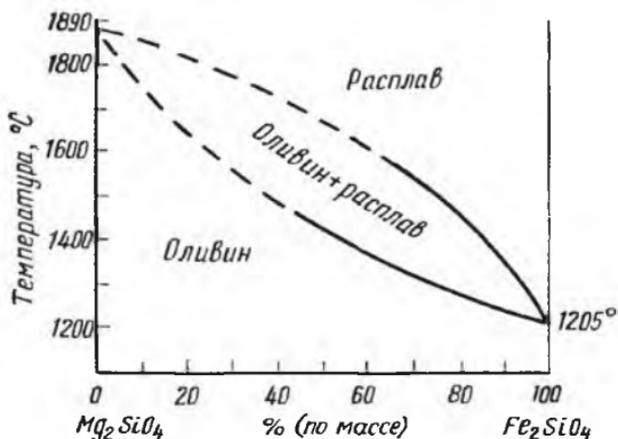


Рис. 154. Диаграмма состояния системы $Mg_2SiO_4—Fe_2SiO_4$

ваются оливинитами. Метасиликат $MgSiO_3$ встречается в природе в виде твердых растворов с $FeSiO_3$, $CaSiO_3$ и другими минералами, так называемых пироксенов. Пироксены имеют огнеупорность около $1600^\circ C$ и могут использоваться как сырье для производства огнеупоров при условии перевода метасиликата в форстерит вследствие подшихтовки MgO . Форстерит образуется при обжиге измельченной смеси при температуре около $1450^\circ C$ по реакции



Кроме указанных выше безводных силикатов магния, в природе встречаются многочисленные водные силикаты: антофиллит $Mg_7 [OH]_2 Si_8O_{22}$, серпентин $Mg_3 [OH]_4 Si_2O_5$, тальк $Mg_3 [OH]_2 Si_4O_{10}$, дуниты — породы, промежуточные по составу между оливинитом и серпентинитом. Эти силикаты обычно также должны подвергаться обжигу для удаления воды и перевода минералов в форму форстерита. При использовании силикатов магния в качестве огнеупоров следует учитывать, что наиболее вредные примеси в них, резко понижающие огнеупорность, — глинозем, окись кальция и окислы железа. Содержание этих примесей в природных магнезиальных силикатах, употребляемых для огнеупорных изделий, должно ограничиваться следующими пределами:

не более 2—3% Al_2O_3 , не более 6% $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeO}$ (для второго сорта до 12—15%), не более 1,5—2% CaO , не менее 25—37% MgO .

Природный хромит представляет собой смесь минералов: хромита FeCr_2O_4 , хромошпинели $(\text{Fe} \cdot \text{Mg}) \cdot (\text{Cr} \cdot \text{Al})_2\text{O}_4$, а также магнезиальных гидросиликатов — серпентинита и хлорита. Месторождения хромита встречаются редко и представляют большую ценность, главным образом для производства хрома, феррохрома и огнеупоров. Крупные месторождения хромита имеются в СССР, Африке, Новой Каледонии, на Кубе и в Турции. Состав природных хромитов: 30—60% Cr_2O_3 , 15—20% FeO , 10—30% Al_2O_3 , 8—18% MgO , 3—8% SiO_2 . В СССР для производства огнеупоров используют преимущественно уральские хромиты Сарановского и реже Южно-Кимперсайского месторождений. Хромиты, идущие в огнеупорные изделия, должны содержать не более 6—8% SiO_2 , не более 1—1,5% CaO и не менее 35% Cr_2O_3 .

Доломит состоит в основном из минерала того же названия $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ и примесей: известняка CaCO_3 гипса, $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ и окислов: SiO_2 , Al_2O_3 , $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{Mn}_3\text{O}_4$. Наиболее чистые доломиты содержат 20—21% MgO и 28—30% CaO , однако обычно встречаются более загрязненные примесями доломиты. Месторождения доломита довольно широко распространены в природе и являются источниками сырья для производства строительных материалов, цемента и огнеупорных изделий. Огнеупорная промышленность и металлургия потребляют доломиты, удовлетворяющие следующим условиям: не менее 17—19% MgO , не более 2—6% SiO_2 , не более 2—5% ($\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Mn}_3\text{O}_4$).

При обжиге доломит разлагается с образованием окислов CaO и MgO по реакции



Если обжиг ведут при температуре 900—1000° С, то продукт обжига называется каустическим доломитом, он обладает свойством быстро гидратироваться. Для получения более устойчивого по отношению к влаге спекшегося доломита обжиг должен вестись при температуре 1500—1700° С, что, однако, не предохраняет спекшийся доломит от постепенной более медленной гидратации.

Магнезитовые изделия представляют собой огнеупоры, в состав которых входит в основном MgO , содержание которого составляет 89—92%. Магнезитовые огнеупоры — важнейший вид огнеупоров из группы магнезиальных изделий. По производству магнезитовых огнеупоров СССР занимает первое место в мире, на втором месте стоит Австрия и на третьем США.

Первая стадия производства магнезитовых огнеупоров — обжиг природного магнезита намертво при температуре 1500—1700° С с целью получения спекшегося магнезита (периклаза MgO). Дробленный до кусков размером 40—250 мм природный магнезит обжигают в шахтных или вращающихся барабанных печах. В ре-

зультате обжига получают куски спекшегося магнезита, представляющие сросшиеся зерна периклаза, частично сцементированные форстеритом, монтичеллитом, магнезиоферритом, шпинелями и силикатами. Куски спека поступают на дробление и сухое измельчение, в результате которого получается магнезитовый порошок крупностью от 0,1 до 10 мм. Фракции порошка крупностью 0,8—10 мм отделяют и отправляют на металлургические заводы в качестве металлургического порошка, употребляемого для наварки подин, изготовления растворов и набивных смесей и т. п. Фракции порошка крупностью 0,1—0,8 мм и менее идут на производство огнеупорных изделий. Металлургический порошок по техническим условиям должен содержать не более 4—6% SiO_2 , не более 4—6% CaO , не менее 85—88% MgO . Крупность порошка должна находиться в пределах 0,8—10 мм. Так как при наварке магнезитовых подин печей обычно применяют смесь металлургического порошка и 10—15% основного шлака, огнеупорная промышленность выпускает в настоящее время специальный металлургический порошок м а р т е н и т, приготавливаемый обжигом и размолом смеси саткинского магнезита с добавкой доломита, известняка и железной руды. Мартенит значительно упрощает и облегчает наварку подин в основных плавильных печах.

Для производства огнеупорных изделий применяют наиболее чистый магнезитовый порошок, содержащий не менее 87—93% MgO , не более 2—2,5% CaO и 3—3,5% SiO_2 . Гранулометрический состав шихтовой смеси для производства магнезитовых огнеупоров характеризуется следующими данными: 35% частиц размером менее 0,1 мм, 55% частиц размером 0,8—2 мм. Магнезитовый порошок определенной гранулометрической характеристики тщательно перемешивают и увлажняют в смесителе до 2,5—3,5% влаги, обычно без всякой добавки связующих веществ. Иногда в шихту добавляют несколько процентов связки в виде окислов железа, соединений титана или глинозема. Увлажненную и перемешанную массу выдерживают в кучах в течение 3—4 суток для поверхностной гидратации зерен порошка с образованием $\text{Mg}(\text{OH})_2$ и $\text{Ca}(\text{OH})_2$ и гидросиликатов, улучшающих связующие свойства массы. При вылеживании наблюдают за температурой массы и не допускают ее нагрева к концу вылеживания выше 40—45° С. Вылежавшуюся массу пропускают через второй смеситель и доводят ее влажность до 3—5%, добавляя раствор сульфитно-спиртовой барды. Формуют изделия из массы обычно двухстадийным прессованием при конечном давлении до 800—1200 кг/см². Магнезитовый сырец сушат в тоннельных сушилках при температуре до 75° С в течение 1—1,5 суток до конечной влажности 0,1—0,2%. Обжиг магнезитовых изделий — очень важная и ответственная операция. Обычно его проводят в тоннельных или газокамерных печах при максимальной температуре 1550—1600° С.

Общая продолжительность обжига в газокамерной печи, включая загрузку и выгрузку, составляет 6—7 суток. Сущность процесса обжига состоит в образовании прочного сростка кристаллов периклаза, происходящем при высокой температуре и при наличии легкоплавких масс между кристаллами. Если в состав исходной шихты не вводили связующие добавки, то кристаллы срастаются преимущественно вследствие рекристаллизации периклаза в среде легкоплавкого силикатного цемента, состоящего преимущественно из монтichelлитa CaMgSiO_4 и форстерита Mg_2SiO_4 . В процессе обжига магнезитовых изделий также образуется магнезиоферрит MgFe_2O_4 , растворяющийся в периклазе.

Так как обычный магнезитовый кирпич, изготовленный на монтichelлитовой связке, характеризуется низкой термической стойкостью, то у нас и за границей велись работы по изысканию методики получения термостойкого магнезита. Было установлено, что термостойкие магнезитовые изделия могут быть получены при замене монтichelлитовой связки связкой из глиноземистой шпинели $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ при применении магнезитового порошка возможно более высоко и равномерно обожженного, более чистого по химическому составу и при более крупном гранулометрическом составе шихты. В СССР при производстве термостойких магнезитовых изделий в шихту добавляют 5—15% глинозема и подбирают гранулометрический состав шихты со следующей характеристикой: до 30% зерен 1—2 мм, до 23% зерен 0,5—1 мм, до 63% зерен менее 0,5 мм.

В плавильных металлургических печах цветной металлургии иногда применяют безобжиговые магнезитовые изделия, представляющие собой кирпич-сырец, запрессованный в формы из тонкого листового железа. Изделие обжигают прямо в металлургической печи при ее разогреве и пуске, причем железные оболочки окисляются и сплавляются с телом кирпича, в результате чего вся кладка крепко цементируется этой магнезиоферритной связкой, что предохраняет ее от выкрашивания и ошлакования. Такие набивные магнезитовые огнеупоры иногда изготовляют прямо на металлургических заводах из металлургического порошка с добавкой связки и из растворимого стекла, буры, железной окалины и других материалов. Этой массой набивают специальные железные формы или обрезки железных трубок, без всякого обжига такие изделия идут на кладку стен и сводов металлургических печей. Вместо магнезитового порошка применяют и хромомagneзитовый порошок.

Поведение магнезитовых огнеупоров в металлургических печах характеризуется следующими наиболее важными особенностями:

- 1) высокой огнеупорностью (выше 2000°C) и высокой температурой начала деформации под нагрузкой ($1550-1600^\circ\text{C}$);
- 2) весьма низкой термической стойкостью;

- 3) хорошей химической стойкостью по отношению к основным и железистым шлакам, расплавленным металлам и штейнам;
- 4) значительным расширением при нагревании;
- 5) резким снижением качества при попадании влаги.

Магнезитовые изделия являются высококачественными огнеупорами и широко применяются в высокотемпературных металлургических печах для кладки ответственных элементов рабочего пространства, ванны, сводов и выпускных отверстий. В этом отношении они почти не имеют достойной замены. При сооружении и эксплуатации печей из магнезитового кирпича необходимо предусматривать температурные швы и всяческими мерами предохранять кладку от температурных колебаний. При перевозке и хранении магнезитовых изделий должно исключаться попадание воды на изделия. Кладку магнезита по этим же соображениям предпочтительнее вести насухо или на обезвоженной смоле.

По действующему в СССР ГОСТу магнезитовые изделия делятся на три сорта. По составу они должны содержать не менее 91% MgO и не более 3,5% CaO . Предел прочности при сжатии не менее 300—400 $кГ/см^2$. Температура начала деформации под нагрузкой 2 $кГ/см^2$ не ниже 1500° С. Объемная масса не менее 2,6. Также оговариваются размеры, форма, внешний вид и т. п.

Хромомagneзитовые изделия представляют собой огнеупоры, изготовленные из смеси хромита и магнезитового порошка. Хромитовый кирпич изготавливают из шихты, состоящей на 80% из измельченного хромита и содержащей 10—12% магнезитового порошка и 7—10% обожженного дунита. Магнезитовый порошок и дунит в процессе обжига образуют форстеритовую связку. При изготовлении теста добавляют 0,5% органических клеящих добавок и 3—5% влаги. После прессования и сушки изделия обжигают при температуре 1450—1500° С, при этом образуется прочное изделие. Хромитовый кирпич химически почти нейтрален и шлакоустойчив и применяется в качестве прокладки между кислыми и основными огнеупорами (например, динасом и магнезитом), а также для кладки стен плавильных печей. В последнее время значение хромитовых огнеупоров сильно уменьшилось и они стали заменяться хромомagneзитовыми. Свойства хромитовых изделий даны в табл. 24—25. Хромомagneзитовые изделия изготавливают из смеси, состоящей из 30—70% магнезитового порошка и 70—30% хромита. При низком содержании хромита изделия называются магнезитохромитовыми. Весьма распространена шихта, содержащая 40—50% магнезитового порошка и имеющая следующую гранулометрическую характеристику: 7—10% зерен 1—2 мм, 45—60% зерен менее 0,2 мм, 20—25% зерен менее 0,06 мм. Производство обычных хромомagneзитовых изделий из шихты указанного выше состава осуществляется по схеме и режиму, аналогичным с производством магнезитовых огнеупоров. При обжиге хромомagneзитовых изделий зерна связываются в ре-

зультате образования магнезиоферрита и форстерита. Для производства магнезитохромитовых изделий с повышенной термостойкостью применяют шихты, содержащие до 65% магнезитового порошка, до 35% хромита и иногда 4—6% железной руды, в которых хромит представлен преимущественно крупнозернистыми фракциями 0,75—2 мм или, наоборот, подается в формовочную массу в тонкоизмельченном виде. В результате обжига изделий из таких шихт получают магнезитохромитовые (МХС) и периклазошпинелидные (ПШС) изделия, обладающие повышенной термической и химической стойкостью. Выпускаются также безобжиговые хромагнезитовые изделия, в состав которых для связи вводят клеящие добавки: 1—3% сульфитно-спиртовой барды, глины, растворимого стекла. Эти изделия прессуют под давлением 800—1000 кг/см² и иногда их запрессовывают в железные формы. После сушки эти изделия с успехом применяют для кладки стен и сводов высокотемпературных металлургических печей.

Магнезитохромитовые изделия характеризуются высокой термической и шлакостойкостью и употребляются в виде большемерного кирпича в сводах плавильных печей.

Свойства и поведение хромагнезитовых огнеупоров в металлургических печах аналогичны магнезитовым огнеупорам и они с успехом заменяют их. По сравнению с магнезитовыми хромагнезитовые и магнезитохромитовые изделия характеризуются лучшими показателями по шлакостойкости, термической стойкости, изменению объема и стоимости.

Доломитовые огнеупоры представлены металлургическим порошком и доломитовыми изделиями преимущественно в виде кирпича. Эти материалы в зависимости от содержания в них свободной окиси кальция могут быть влагоустойчивыми и влагонестойчивыми, т. е. в различной степени подвергаться гидратации и разрушению при хранении на воздухе. Для изготовления огнеупоров применяют доломиты, в которых содержание плавней ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Mn}_3\text{O}_4$) не превышает 8—12%, в том числе не более 5—7% SiO_2 . Для производства влагоустойчивых доломитовых огнеупоров природные доломиты подшихтовывают кварцем и фосфоритом из расчета перевода всего CaO в форму $3\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$. Фосфорит добавляют в шихту с целью предотвращения рассыпания клинкера при охлаждении, которое может происходить из-за содержания в клинкере некоторого количества двухкальциевого силиката.

Первая стадия производства доломитовых огнеупоров — обжиг природного доломита намертво в шахтных или вращающихся печах при максимальной температуре 1550—1650° С. В результате обжига получается спек, состоящий в основном из окислов MgO и CaO . Этот спек обычно дробят до крупности 4—20 мм и полученный порошок выпускают под названием металлургического доломита, применяющегося для изготовления на-

бивных масс для подин и стен металлургических печей. Набивные массы из металлургического доломита обычно составляют непосредственно на металлургических заводах и в качестве связки в них применяют каменноугольную смолу. Хорошо спекшийся металлургический доломит выдерживает хранение до 3—4 месяцев без гидратации и разрушения. По техническим условиям металлургический доломит делится на два класса и должен удовлетворять следующим условиям: не менее 29—32,5% MgO, не более 8,5—11% SiO₂, не более 8—10% Al₂O₃ + Fe₂O₃ + Mn₂O₃, потери при прокаливании не выше 2%, объемная масса 2,9—3,0%.

Доломитовый кирпич можно изготавливать из обычного обожженного доломитового порошка или из влагоустойчивого порошка, полученного при обжиге шихты, состоящей из смеси природного доломита, кварца и фосфорита. Кирпич из порошка, содержащего свободную известь, изготавливают на горячей каменноугольной смоле или битуме, добавляемых в массу в количестве 5—15%. Из тщательно перемешанной массы прессуют кирпичи и блоки при давлении до 500 кг/см². Эти кирпичи могут употребляться в кладку печей без предварительного обжига, но срок их хранения ограничен 10—15 сутками. При обжиге их при температуре до 1550—1580° С они становятся более влагоустойчивыми и выдерживают более длительное хранение, но все же со временем разрушаются от гидратации.

Водоустойчивый доломитовый кирпич изготавливают из влагоустойчивого порошка с добавкой в сырьевую массу воды и сульфатно-спиртовой барды. Изделия прессуют под высоким давлением, сушат и обжигают в тоннельных печах при максимальной температуре 1550—1580° С. Качества доломитовых огнеупоров в общем неплохие (см. табл. 24 и 25), в ряде случаев они могут служить заменителями магнезитовых и хромомагнезитовых огнеупоров. Основные их недостатки: слабая влагоустойчивость и пониженная шлакостойкость. Доломитовые огнеупоры заслуживают большого внимания вследствие ограниченности запасов магнезита и распространенности месторождений доломитов.

Форстеритовые изделия состоят в основном из форстерита Mg₂SiO₄ и магнезиоферрита MgFe₂O₄ при содержании его до 15%. Форстеритовые изделия изготавливают из весьма широко распространенного в природе сырья — силикатов магния; оливинитов, дунитов, серпентинитов и тальков. Оливиниты, в которых отсутствуют гидросиликаты, употребляют в производстве форстеритовых огнеупоров без предварительного обжига. Дуниты, серпентиниты и тальки следует предварительно обжигать для разрушения гидросиликатов и получения прочного и устойчивого огнеупора.

Форстеритовые изделия бывают обожженные и безобжиговые. Их изготавливают по следующей схеме. Шихту составляют из смеси измельченного сырого оливинита или обожженного при темпера-

туре 1450°C дунита, каустического или спекшегося магнезита в количестве 10—25%, раствора хлористого магния и органических клеящих добавок. Количество добавляемого в шихту магнезита должно обеспечивать перевод всех силикатов магния в форму форстерита. Увлажненную шихту перемешивают и из готовой массы прессуют изделия, которые далее проходят сушку. При сушке магнезиальный цемент, полученный из каустического магнезита и хлористого магния, твердеет и изделие без обжига имеет достаточную механическую прочность, которая может быть повышена выдерживанием изделия на складе в течение 10 суток. На этом и заканчивается производство безобжиговых форстеритовых изделий. Если после сушки изделие обжигают при температуре $1650\text{—}1700^{\circ}\text{C}$, то в нем рекристаллизуется форстерит с образованием прочных сростков. В этом случае получают обожженные форстеритовые огнеупоры.

Форстеритовые огнеупоры имеют достаточно высокую огнеупорность — около 1800°C и удовлетворительную химическую стойкость по отношению к шлакам (см. табл. 25). Их применяют в высокотемпературных металлургических печах для кладки стен и сводов и частично заменяют магнезитовый и хромомagneзитовый кирпичи.

Форстеритовые огнеупоры представляют большой интерес для металлургии ввиду большой распространенности сырья, необходимого для их изготовления.

Шпинельные огнеупоры состоят в основном из шпинели $\text{MgO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$ и содержат также Cr_2O_3 и Fe_2O_3 . Так как шпинель в природе встречается редко, то для изготовления шпинельных огнеупоров берут тонко размолотые глинозем и каустический магнезит в соотношении 70 : 30, что обеспечивает образование шпинели. В шихту добавляют около 2% хромита, 3—4% влаги и 0,5% сульфитно-спиртовой барды. Из этой массы готовят брикеты, которые обжигают при температуре до 1650°C . При обжиге брикетов образуется синтетическая шпинель, из которой в дальнейшем и изготавливают огнеупоры. Обожженные брикеты тонко измельчают, смешивают с 20% связки, представляющей собой необожженную массу для брикетов с содержанием до 10% хромита, увлажняют раствором хлористого магния и из этой массы формируют изделия. Сформованные изделия сушат и обжигают при температуре до 1650°C , обеспечивающей образование прочного сростка шпинели. Известно также производство шпинельных огнеупоров электроплавкой шихты, состоящей из смеси магнезита, глинозема и хромита. Шпинельные огнеупоры характеризуются высокой огнеупорностью (1900°C), удовлетворительной химической стойкостью к основным шлакам и хорошей термической стойкостью.

5. Углеродсодержащие огнеупоры

Известны три основные разновидности углеродсодержащих огнеупоров:

1) карборундовые изделия, изготовляемые из карборунда и связки;

2) графитовые изделия, изготовляемые из графита, шамота и огнеупорной глины;

3) углеродистые изделия, изготовляемые из кокса или термоантрацита и смолы.

Сырье для производства перечисленных огнеупоров: графит, антрацит, кокс, каменноугольная смола, огнеупорная глина и кварцевый песок. Из всего перечня сырьевых материалов мы не рассматривали только графит, краткая характеристика которого приводится ниже. Графит представляет разновидность углерода, встречающуюся в природе в виде собственно графита, графитита и шунгита в аморфной или кристаллической форме.

Графит обычно входит в виде включений в известняки или граниты, и горную массу после добычи обогащают для отделения графита от вмещающих пород. Значительные месторождения графита имеются в СССР, в США и других странах. В СССР зарегистрировано более 300 месторождений графита, крупнейшие из которых находятся в Восточной Сибири, на Урале, Украине и Кавказе. Природные графиты до обогащения имеют состав: 10—97% С, 90—10% золы, 1—5% летучих. В лучших месторождениях графита содержание углерода достигает 70—97%.

Графит можно получать также и искусственным путем, нагревая в электрических печах сопротивления смесь антрацита, древесного угля, нефтяного кокса и древесных опилок с кварцевым песком. При этом протекают реакции



Если температуру в печи поддерживать до 2000° С, то в основном протекает первая реакция и образуется карборунд SiC. При более высокой температуре (до 2300° С) и в присутствии катализаторов развивается вторая реакция, в результате которой образуется графит.

Температура плавления графита около 3800° С, температура размягчения под нагрузкой около 2000° С. В химическом отношении графит активен главным образом по отношению к кислородо-содержащим материалам и газам, в присутствии которых он постепенно окисляется. При добавке графита к глине ее огнеупорные качества резко повышаются, что и используется в огнеупорной промышленности. Более половины добываемого графита идет на производство различных огнеупорных изделий — тиглей, пробок, муфелей, набоек и т. д.

Карборунд не плавится и имеет температуру разложения выше 2000°C , обладает особо высокой твердостью (абразивный материал), значительной механической прочностью, высокой тепло- и электропроводностью. Благодаря этим свойствам он является основным материалом для производства карборундовых огнеупорных изделий, а также для абразивных изделий.

Карборундовые огнеупорные изделия изготавливают из измельченного карборунда на какой-либо минеральной связке — глине, ферросилиции, кварце или на небольшом количестве временной связки (например, органической). В последнем случае получают рекристаллизованные карборундовые изделия. Для изготовления огнеупоров на глиняной связке составляют шихту из 30—97% измельченного карборунда и 70—3% огнеупорной глины, шамота и кварцевого песка. Глину вводят в массу частично в виде шликера. Для придания массе пластичности при высоком содержании в ней карборунда вводят сульфитно-спиртовую барду и влажность массы перед формованием доводят до 6—8%. После формования изделия сушат и обжигают при температуре не ниже $1400\text{—}1500^{\circ}\text{C}$. Чем больше содержание карборунда в изделиях, тем выше должна быть температура обжига. Во избежание окисления карборунда изделия, содержащие более 85% SiC, обжигают в капсулах с засыпкой кварцевым песком или коксом. Качество карборундовых огнеупоров повышается при замене глины кварцем или ферросилицием, при употреблении которых шихта содержит 90% карборунда и 10% кварца или ферросилиция.

Рекристаллизованные карборундовые огнеупоры готовят из шихты, состоящей почти на 100% из измельченного карборунда с добавкой небольшого количества временной связки: растворимого стекла, битума, декстрина и др. Исходную массу увлажняют, тщательно вымешивают и протирают через сито. Изделия прессуют под давлением $500\text{—}1000\text{ кг/см}^2$. Сформованные изделия сушат и обжигают в защитной коксовой засыпке в электрических печах сопротивления при температуре около 2300°C .

Большое значение для промышленности имеют с и л и т о в ы е нагревательные стержни, изготавливаемые из порошкообразного карборунда с добавкой 4—8% Si и 2—3% смолы или вара и глицерина.

Карборундовые изделия характеризуются повышенной прочностью и твердостью, очень хорошо выдерживают многократный нагрев в окислительной среде без значительных деформаций, имеют высокую огнеупорность до 2000°C и высокую температуру начала деформации под нагрузкой более 1700°C , обладают повышенной тепло- и электропроводностью. Эти качества карборундовых изделий позволяют с успехом применять их при изготовлении муфелей, капсул, огнеупорных плит, электрических нагревателей для печей сопротивления, высокотемпературных рекуператоров и т. п.

Графитовые изделия изготовляют из шихты состава: 20—60% графита, 10—40% шамота или кварца, 30—40% огнеупорной глины, иногда 10—20% карборунда. Идущие на изготовление графитовых изделий материалы тонко измельчают: глину и шамот менее 0,3—0,5 мм и графит до 0,15—0,2 мм. Массу очень тщательно подготавливают, вначале шихту перемешивают всухую, потом увлажняют и перемешивают еще раз. Далее увлажненную массу выдерживают в сыром помещении 15—20 суток, после чего ее несколько раз пропускают через ленточный пресс и только после этого из массы формируют изделия — тигли, реторты, пробки, литейные стаканы и т. п. Сформованные сырые изделия осторожно сушат при температуре 30—50° С в течение 8—20 дней. Графитовые изделия обжигают в капсулах с засыпкой коксом при максимальной температуре 900—1300° С, обеспечивающей спекание глины. Емкость графитовых тиглей, выпускаемых в СССР, по расплавленной меди составляет от 1 до 300 кг. Реторты выпускают емкостью 600—1000 кг.

Графитовые изделия могут работать при температуре до 1700° С и являются достаточно стойкими по отношению к расплавленным металлам. Термическая стойкость графитовых изделий хорошая. Они предохраняют металлы от окисления и при содержании в шихте окислов частично восстанавливают их, а также вызывают образование карбидов некоторых металлов. Изделия сильно гигроскопичны и требуют обязательного прокаливания перед употреблением. Графит, содержащийся в изделиях, склонен к выгоранию в присутствии свободного кислорода, для предотвращения чего изделия иногда покрывают защитными обмазками и глазурями. Графитовые изделия применяют преимущественно в литейном деле для плавки и разливки стали, цветных и благородных металлов и сплавов.

Углеродистые изделия содержат 88—90% углерода, их готовят из кокса, термоантрацита и обезвоженной каменноугольной смолы. Кокс и антрацит, употребляемые для производства огнеупоров, должны удовлетворять определенным техническим условиям, в частности зольность их не должна превышать 5—12%, содержание серы не выше 1,5%. Кокс и антрацит измельчают до кусков размерами от 1 до 15 мм, смешивают с 20—25% горячей смолы и массу тщательно перемешивают в обогреваемых паром мешалках с тем, чтобы каждое зерно кокса и антрацита было покрыто пленкой смолы. Изделия формируют из горячей смеси в подогреваемых формах вручную или на прессах под давлением 200—300 кг/см².

Наиболее распространенная форма углеродистых изделий — большемерные блоки, плиты, кирпичи, электроды. Сформированные изделия выдерживают в хорошо вентилируемых теплых помещениях в течение 5—10 дней и затем обжигают в специальных газокамерных печах с шамотными муфелями. Изделия в муфелях

засыпают мелким коксом, а стенки муфелей обмазывают для предотвращения фильтрации воздуха. Максимальная температура обжига изделий $1400\text{--}1450^\circ\text{C}$ при скорости нагрева: вначале $10\text{--}12$ град/ч и в конце обжига $15\text{--}18$ град/ч. При температуре $450\text{--}650^\circ\text{C}$ делают выдержку для спокойного протекания процесса коксования смолы без нарушения целостности и формы изделий. Основное назначение обжига углеродистых изделий — получение прочной спекшейся и скоксовавшейся массы углерода.

Углеродистые изделия характеризуются весьма высокой огнеупорностью (выше 2500°C), термической стойкостью, постоянством объема высокой тепло- и электропроводностью. Углеродистые изделия быстро разрушаются при соприкосновении с кислородом и кислородными соединениями, вследствие чего они должны защищаться от непосредственного соприкосновения с воздухом или с окислами. Из углеродистых изделий изготавливают футеровку ванн электрических печей для плавки цветных металлов и ферросплавов, горны и подины доменных печей, электролизных ванн и печей для плавки алюминия, магния и др. Изделия в форме цилиндров широко применяют в качестве электродов дуговых и руднотермических электропечей.

6. Прочие огнеупорные изделия

К прочим огнеупорам могут быть условно отнесены все изделия, не вошедшие в описанные выше основные разновидности, а именно: цирконистые, карбидные и нитридные, огнеупорные бетоны, огнеупорные растворы, набивные массы и замазки, защитные гарнисажи.

Цирконистые огнеупоры изготавливают на основе двуокиси циркония ZrO_2 или из силиката циркония ZrSiO_4 , встречающихся в природе в виде минералов бадделита и циркона. Несмотря на значительную распространенность циркония в земной коре, промышленные месторождения его весьма редки и стоимость цирконистых изделий пока еще весьма высокая. Крупные месторождения цирконийсодержащего сырья имеются в СССР, Бразилии, Австралии и Индии.

При изготовлении огнеупоров на основе двуокиси циркония из нее вначале готовят брикеты с добавкой $4\text{--}5\%$ MgO или MgCl_2 , которые обжигают при температуре 1700°C с целью перекристаллизации ZrO_2 в устойчивую кубическую форму. Обожженные брикеты измельчают до $0,5\text{--}2$ мм, и этот порошок служит для изготовления различных изделий — тиглей, стаканов, обмазок и т. п. В качестве связки добавляют до 10% массы сырых брикетов, изделия прессуют при давлении до 500 кг/см², обжигают при температуре 1700°C . Из порошка брикета с добавкой около 2% растворимого стекла изготавливают защитные обмазки, хорошо удерживающиеся на шамотных и корундовых изделиях.

При изготовлении огнеупоров на основе силиката циркония исходным материалом является циркононовый концентрат. Его предварительно обжигают при температуре 1600°C и обрабатывают соляной кислотой для удаления примесей. Изделия готовят без связки с добавкой в сырую массу только органического клея. После прессовки изделия обжигают при температуре 1550°C .

Цирконистые огнеупоры представляют новый и еще мало изученный материал. Однако высокая огнеупорность их, достигающая 2000°C , высокая температура размягчения (выше 1700°C), большая механическая прочность и химическая стойкость по отношению к расплавам делают эти огнеупоры весьма перспективными. Особенно перспективны они для плавки и литья металлов и сплавов повышенной чистоты, так как не загрязняют ванну примесями. В настоящее время их применяют для плавки благородных металлов, качественной стали и специальных сплавов в индукционных печах.

Карбидные и нитридные огнеупоры готовят из карбидов и нитридов некоторых тугоплавких металлов. Это следующие карбиды и нитриды с температурами плавления, $^{\circ}\text{C}$: $\text{ZrC} - 3800$, $\text{HfC} - 4160$, $\text{Mo}_2\text{C} - 2960$, $\text{TaC} - 4150$, $\text{W}_2\text{C} - 3130$, $\text{ZrN} - 3255$, $\text{HfN} - 3580$, $\text{TiN} - 3220$, $\text{TaN} - 3360$. Наиболее высокой температурой плавления (4215°C) характеризуется смесь, состоящая из 4 ч. TaC и 1 ч. HfC . Огнеупорные изделия из перечисленных карбидов и нитридов относятся к классу сверхогнеупорных материалов и пока имеют весьма ограниченное применение для специальных и лабораторных нужд.

Огнеупорные бетоны, сохраняющие достаточную механическую прочность при высоких температурах, в последние годы широко применяют для сооружения печей. Быстрому распространению огнеупорных бетонов в печной технике особенно содействовало то, что применение бетона для строительства печей позволяет стандартизировать и ускорять процесс строительства, добиваясь значительного снижения доли ручного труда каменщиков, занятых на штучной укладке кирпичей. К огнеупорным бетонам, идущим на строительство печей, предъявляются следующие основные требования: 1) быстрое твердение при обычной температуре, 2) малое понижение прочности при нагреве, 3) термическая стойкость, 4) малая усадка при сушке и обжиге, 5) достаточные огнеупорность и температура деформации под нагрузкой.

Огнеупорные бетоны изготовляют по схеме, применяющейся для обычных строительных бетонов и состоящей из следующих операций: 1) приготовление сырого бетона в бетономешалках смещением цемента, заполнителя и воды; 2) заполнение деревянных форм сырым бетоном (опалубки); 3) выдержка бетона в формах для завершения процесса схватывания и затвердевания в течение 5—14 суток. После затвердевания изделия из огнеупорного бетона сушат при температуре 110°C в течение 2—3 суток и обжигают

при температуре 1300—1500° С. При обжиге изделий рекомендуется поднимать температуру постепенно до 600° С со скоростью не более 30—50 град/ч; выше 600° С — не более 80—100 град/ч.

При применении огнеупорных бетонов для сооружения отдельных крупных элементов печей прямо на металлургическом заводе (подин, стен, сводов и т. п.) изделия сушат и обжигают при разогреве всей печи в период ее пуска. В качестве цементов для огнеупорных бетонов применяют гидравлически твердеющие глиноземистый цемент, портланд-цемент с тонкомолотыми добавками глины, шамота, кварца или жидкое стекло с добавками кремнефтористого натрия. В СССР глиноземистый цемент получают тонким помолом глиноземистых доменных шлаков состава, %: 44—57 Al_2O_3 + TiO_2 ; 35—48 CaO; 4—8 SiO_2 ; 0,6—5,0 FeO.

Обычный глиноземистый цемент и портланд-цемент с тонкоизмельченными добавками применяют для огнеупорных бетонов, работающих при температуре не выше 900—1300° С. Для более высоких температур применяют высокоглиноземистый цемент, содержащий до 60—70% Al_2O_3 , изготавливаемый спеканием или сплавлением. Заполнителями в огнеупорных бетонах являются различные измельченные до 2—60 мм огнеупорные материалы: для бетонов, работающих при температуре не выше 900—1300° С, применяют шамот и полукислые изделия; для бетонов, работающих при температуре до 1300—1500° С, заполнителями служат хромит и хромомагнезит.

Шамотные бетоны с глиноземистым цементом содержат 15—20% цемента и 80—85% шамота, измельченного до крупности 60% зерна менее 1 мм, 25% зерна 10—20 мм, 15% зерна 40—60 мм.

Хромитовые бетоны с обычным глиноземистым цементом содержат 7—15% цемента и 85—93% хромитового порошка, измельченного до крупности 35—45% зерна менее 0,5 мм, 55—65% зерна 0,5—5 мм. Эти бетоны могут работать при температуре до 1300—1500° С.

Огнеупорные бетоны на жидком стекле с добавкой 10—12% кремнефтористого натрия обладают свойством повышать прочность при нагреве.

Огнеупорные бетоны в настоящее время довольно широко применяют для сооружения низкотемпературных и среднетемпературных печей, футеровка которых работает при температуре 800—1400° С. К таким печам относятся многие нагревательные и термические печи, печи для сушки и обжига, электрические печи сопротивления и т. п.

Огнеупорные растворы применяют при кладке различных огнеупорных кирпичей для заполнения швов между отдельными кирпичами. В отличие от обычных строительных растворов, содержащих схватывающие и твердеющие при обычной температуре вещества (CaO, цемент), огнеупорные растворы обычно не обладают этими свойствами и отвердевают только при разогреве

печей. Следовательно, огнеупорная кладка до ее разогрева не имеет строительной прочности и отдельные кирпичи не связаны между собой заполняющим швы раствором. Это может повести к разрушению футеровки до разогрева печей вследствие неправильного обращения с ней (удары, повороты печей и т. п.). При разогреве печей сушится и обжигается масса растворов и образуется твердый огнеупорный черепок, срастающийся с прилегающими к нему поверхностями кирпичей.

Основное требование, предъявляемое к огнеупорным растворам, заключается в том, чтобы они по своему химическому составу и основным свойствам возможно ближе подходили к тому огнеупору, который на них кладется. Также важно, чтобы количество раствора в швах было ограничено и толщина шва была наименьшей.

Огнеупорные заводы выпускают готовые составы растворов, так называемые мертели, для каждого вида огнеупорной кладки. При отсутствии мертелей растворы готовят из огнеупорного порошка, соответствующего укладываемым огнеупорам, с добавкой небольшого количества связки или без нее. В качестве связки обычно добавляют огнеупорную глину, каменноугольную смолу или глиноземистый цемент, консистенцию растворов выбирают в зависимости от толщины швов — чем тоньше швы, тем более жидким должен быть раствор. В ряде случаев кладку ведут без применения раствора — «всухую». Швы между кирпичами заполняют тонкомолотым сухим порошком того же состава.

Набивные массы и замазки представляют пластические массы, изготавливаемые из различных огнеупорных порошков: кварца, шамота, магнезита, хромита, доломита и кокса на связке из огнеупорной глины, жидком стекле, обезвоженной каменноугольной смоле, органическом клее. Набивные массы на каменноугольной смоле изготавливают в обогреваемых смесителях при расходе смолы 5—15% от веса порошка. Набивные массы на глине, жидком стекле и органическом клее изготавливают в смесителях при добавке 5—30% огнеупорной глины и 2—5% жидкого стекла или клея при влажности готовой массы 5—8%. При приготовлении замазок, покрывающих поверхность огнеупоров, швы, трещины и отверстия, количество растворимого стекла и органического клея иногда возрастает до 7—10%, что вызывает оплавление замазок и образование глазурей.

Набивные массы после их изготовления набивают в соответствующие участки печей ручными или пневматическими трамбовками или торкретирующими устройствами. Массы на смоляной связке набивают в разогретом состоянии горячими трамбовками. Замазки набрасывают на кладку и втирают в нее вручную по методу нанесения штукатурки или механически с помощью торкретирующих устройств или распылителей.

Защитные гарниссажи, образующиеся в металлургических плавильных печах из спекшихся или расплавленных

материалов и продуктов переработки, представляют большой интерес как дешевое и эффективное средство защиты и замены огнеупорной кладки. Metallурги, проектирующие печи, и metallурги, эксплуатирующие их на заводах цветной metallургии, недостаточно используют большие возможности защитных гарниссажей.

Защитные гарниссажи на внутренней рабочей поверхности печей образуются из полурасплавленных или расплавленных материалов и продуктов при условии, если отдача тепла через стенки печей во внешнюю среду несколько превышает приход тепла на внутреннюю поверхность стенки. Образованию устойчивых гарниссажей на стенках содействует также ослабление механического воздействия движущихся твердых и жидких материалов и продуктов плавки. При этих условиях на рабочих поверхностях стенок печей образуется слой из спекшихся или застывших материалов и продуктов, который может надежно и длительно защищать стенки от разрушения.

Защитные гарниссажи на стенках шахтных печей образуются и поддерживаются усиленным водяным охлаждением их и снижением температуры теплоносителя.

В рудно-термических электропечах гарниссажи образуются и удерживаются при удалении электродов от стенок и усиленном охлаждении стенок водой или воздухом. В горнах и отстойниках легко создаются устойчивые гарниссажи при некотором увеличении размеров горнов и усилении охлаждения стенок.

Особенно быстро изнашивается футеровка конвертеров. Защитные гарниссажи в них создаются из продуктой без флюсов охлажденной штейновой массы, насыщенной магнетитом, которой ополаскивается несколько раз внутренняя поверхность кладки конвертеров. Однако этот магнетитовый гарниссаж конвертеров при работе на бедных штейнах обычно долго не удерживается вследствие высокой температуры и расположения фурм в кладке. Значительное увеличение продолжительности работы футеровки конвертеров благодаря устойчивому гарниссажу на стенках может быть достигнуто при удалении фурм из стенок и расположении их по центру ванны в виде верхнего погруженного или непогруженного дутья.

7. Теплоизоляционные материалы

Основной тепловой изолятор в природе — воздух, коэффициент теплопроводности которого очень мал и составляет всего лишь $0,02 \text{ ккал}/(\text{м} \cdot \text{ч} \cdot \text{град})$. Однако теплоизолирующие свойства воздуха проявляются в полной мере только тогда, когда он неподвижен и не участвует в конвекционном теплообмене. Это происходит в случае, если отдельные объемы воздуха заключены в какие-то изолирующие их от внешней среды оболочки (поры). Поэтому в природе и в технике теплоизолирующими свойствами обладают материалы с большим числом пор, заполненных воздухом. Чем выше пори-

стость материала, тем обычно меньше его объемная масса и ниже коэффициент теплопроводности. В печной технике для тепловой изоляции применяют природные высокопористые материалы, а также искусственно приготовленные пористые материалы, получившие название **л е г к о в е с н ы х о г н е у п о р о в**.

П р и р о д н ы е т е п л о и з о л и р у ю щ и е м а т е р и а л ы, применяемые в печестроении: диатомит, инфузорная земля, трепел и асбест. Первые три материала состоят в основном из SiO_2 , содержание которого в них достигает 80—95%. Они обладают большой пористостью, малой объемной массой и малым коэффициентом теплопроводности [0,05—0,12 ккал/(м·ч·град)].

Диатомит представляет собой аморфный кремнезем рыхлой землистой структуры. Он образовался в третичный период на дне водных бассейнов из микроскопических скорлупок и скелетов диатомитовых водорослей. Инфузорная земля, или инфузорит, отличается от диатомита только своим животным происхождением из скелетов радиолярий. Трепел — это кремнеземистая горная порода, образовавшаяся от разрушения богатых по содержанию кремнезема горных пород. В чистом виде диатомит, инфузорная земля и трепел более или менее огнеупорны и идут на производство теплоизолирующих кирпичей, засыпок и обмазок, употребляемых обычно в наружных частях кладки, не соприкасающихся с рабочим пространством. Асбест — природный водный силикат магния с коэффициентом теплопроводности около 0,13 ккал/(м·ч·град) обладает достаточной огнеупорностью и применяется в виде засыпки, картона, ваты и шнура.

И с к у с с т в е н н ы е т е п л о и з о л и р у ю щ и е м а т е р и а л ы — легковесные огнеупоры и шлаковая вата.

Л е г к о в е с н ы е о г н е у п о р ы изготавливают из шамотных, полукислых и реже из динасовых и других высокоогнеупорных масс. Основной смысл всех способов их изготовления заключается в получении возможно более пористых и легких изделий. Легковесные огнеупоры обычно имеют пористость 50—85%, в то время как для обычных огнеупоров характерна пористость 15—30%. Плотность их колеблется в пределах 0,27—1,3 и коэффициент теплопроводности от 0,09 до 0,7 ккал/(м·ч·град). Механическая прочность их значительно понижена и временное сопротивление сжатию составляет только 7—70 кг/см². По роду применения их подразделяют на две группы: 1) изделия для защищенной изоляции; 2) изделия для открытой изоляции. Для изготовления легковесных огнеупоров применяют: 1) способ выгорающих добавок; 2) пеноспособ; 3) химический способ.

Способ выгорающих добавок состоит в том, что в шихту для изготовления огнеупора добавляют легко выгорающие при обжиге добавки — древесный уголь, опилки и т. п. Шихта для производства шамотного легковеса имеет весовой состав: 30—35% выгорающих добавок, 15—20% шамота легковесного, 45—55% огнеупор-

ной глины. Массу перемешивают на легких смесительных бегунах и влажность ее перед формовкой изделия составляет 25—45%, Сушат и обжигают изделия, как правило, по режимам, аналогичным схеме производства обычного шамотного кирпича. Так же могут изготавливаться высокоглиноземистый и диносовый легковесы.

При пеноспособе производства шамотного легковеса вначале готовят шликер, состоящий из 90% шамота и 10% огнеупорной глины. Шликер готовят в пропеллерной мешалке, куда добавляют в качестве пенообразователя эмульсию из канифольного мыла и столярного клея. Изделия формируют литьем в формах, осторожно сушат и обжигают подобно шамотным изделиям. Таким же способом можно изготавливать и легковесный пенодинас.

По химическому методу шамотные легковесные огнеупоры приготавливают из шихты, содержащей 86% шамота, 5% огнеупорной глины, 3% доломита и 6% гипса. Для выделения из доломита вспучивающей массы углекислоты добавляют раствор слабой серной кислоты. Шликер готовят в пропеллерной мешалке и разливают по формам, где он схватывается. Сырец сушат и обжигают при температуре до 1300° С. После обжига изделия шлифуют или обрабатывают пилами.

Легковесные огнеупоры весьма широко применяют для тепловой изоляции печей. Шамотные легковесы употребляют для кладки тех элементов печей, которые не подвергаются воздействию шлаков, значительных механических нагрузок и работают при температуре не выше 1200—1350° С. В нагревательных печах они могут употребляться для кладки рабочего пространства (незащищенная изоляция). В плавильных печах их обычно кладут в наружные слои кладки (защищенная изоляция). Диносовые легковесы применяют в элементах печей, работающих при температуре до 1500° С, и, так же как шамотные, они не должны соприкасаться со шлаками и различными плавнями и подвергаться значительным механическим воздействиям. Техническая стойкость шамотных и диносовых легковесов понижена по сравнению с обычными изделиями. На шамотные и диносовые легковесные огнеупоры в СССР имеются соответствующие ГОСТы.

Шлакoвую вату готовят из различных минеральных расплавов, чаще всего из отвальных шлаков рудоплавильных печей черной и цветной металлургии раздувом или распылением струи расплава воздухом или паром. Наибольшее распространение в настоящее время имеет горизонтальный раздув струей пара. В результате раздува струи расплава из нее образуются тончайшие нити различной длины, из массы которых образуется вата. Вследствие высокой пористости и минерального состава шлаковая вата обладает теплоизолирующими свойствами и достаточной огнеупорностью. Ее применяют в качестве теплоизолирующего материала в строительстве и печной технике в исходном виде и в виде различных изделий — войлока, плит, блоков и т. п.

Глава 11

Основные детали печей

1. Фундамент

Фундамент печи должен выдерживать статическую нагрузку, слагающуюся из веса металлических деталей, кладки и перерабатываемых материалов и продуктов. Он должен быть также рассчитан на динамическую нагрузку, возникающую при загрузке печей, вращении корпуса, перемещении шихты и деталей печей. Фундамент печи рассчитывают по типовой методике, применяемой для

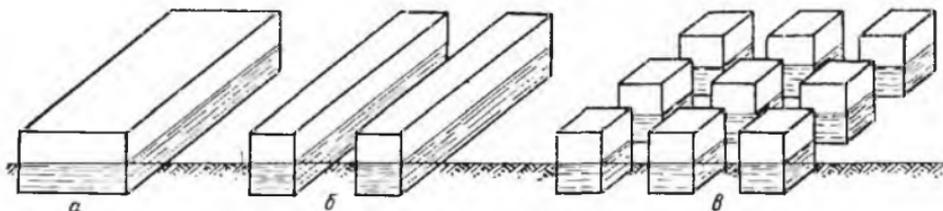


Рис. 155. Фундаменты металлургических печей

расчета фундаментов под строительные сооружения и машины. Известны различные конструкции фундаментов печей, важнейшие из которых следующие: сплошные (рис. 155, а) в виде общего основания под всю печь; ленточные (рис. 155, б) в виде нескольких параллельных узких плит; столбовые (рис. 155, в) в виде большого числа отдельных столбов. Сплошные фундаменты делают обычно для тех печей, для которых нежелательно охлаждение низа (подины) воздухом, т. е. для печей с теплым подом (например, отражательные печи). Ленточные и столбовые фундаменты, наоборот, устраивают для тех печей, у которых желательно иметь холодный под, охлаждаемый воздухом и подвергающийся периодическим осмотрам (например, электрические плавильные печи).

Материалы для сооружения фундаментов печей: бутовый камень, бетон, строительный и огнеупорный кирпич, отвальный

шлак. Горизонтальные размеры фундаментов выбирают обычно по размерам печей и допускаемой удельной нагрузке на грунт. Глубина заложения фундамента в грунт зависит от свойств грунта, уровня грунтовых вод, глубины промерзания почвы и величины статической и динамической нагрузок. При сооружении плавильных печей следует особо остерегаться возможного накопления воды около фундамента или внутри фундамента, так как эта вода может послужить причиной взрывов, разрушений печей и травматизма обслуживающего персонала. Для плавильных печей рекомендуется устраивать круговой дренаж грунтов, запрещается прокладка водопровода и канализации вблизи от фундаментов печей и предусматриваются меры, предупреждающие обводнение фундаментов сверху. При сооружении крупных металлургических печей на сложных грунтах — вечной мерзлоте, плавучих грунтах и т. п. — необходимо перед сооружением печей проводить специальные работы по укреплению грунтов сваями, смене грунта, вскрытию до скального грунта и т. п.

2. Корпус печи

Корпус печи состоит из наружного крепления, кладки, или футеровки, и отверстий для питания печи и выдачи из нее продуктов. В ряде конструкций печей кладку частично или полностью заменяют металлическими охлаждаемыми деталями — кессонами и плитами. Крепление металлургических печей состоит из сплошного или сборного металлического кожуха и металлических поясов, придающих печи необходимую прочность и жесткость. Некоторые печи не имеют паружных металлических кожухов и крепление их ограничивается металлическими поясами, охватывающими прямо кладку или кессоны. Наружные кожухи обязательны для печей цилиндрической формы, для поворотных или вращающихся печей, для печей, требующих надежной герметизации рабочего пространства, и для электрических печей для надежного заземления наружной поверхности. Без металлических кожухов строят стационарные прямоугольные пламенные плавильные и нагревательные печи, например отражательные печи. Сплошные кожухи печей сваривают из стальных листов толщиной от 8 до 30 мм, они сами по себе обеспечивают достаточную прочность и жесткость корпуса печи. Сборные кожухи делают из стального листа и стальных или чугунных литых плит, соединяемых между собой болтами или клиньями.

Собственно крепление печей представлено металлическими поясами, охватывающими корпус печи в отдельных плоскостях. Прямоугольные печи с вытянутым в горизонтальном направлении рабочим пространством имеют обычно крепление, показанное на рис. 156, а. Крепление состоит из горизонтальных пятовых балок, на которые опирается арочный свод. Пятовые балки и кладка печи

охватываются поясами, состоящими из вертикальных стоек, стянутых верхними и нижними тягами, закрепляемыми на стойках с помощью регулируемых гаек или пружин. Иногда вместо нижних тяг стойки устанавливают в колодцы фундамента и закрепляют в них клинья.

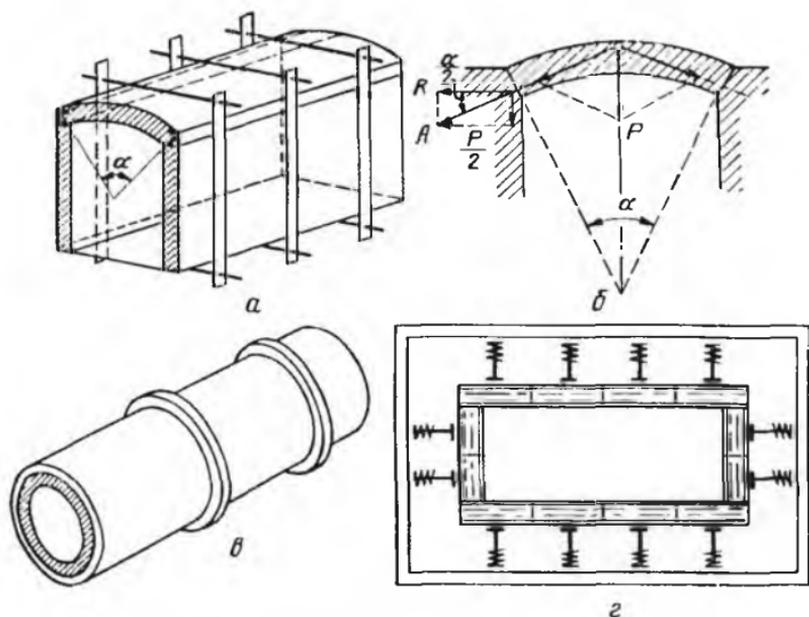


Рис. 156. Крепление печей в виде поясов

Описанное крепление для прямоугольных печей с арочным сводом рассчитывают, исходя из величины горизонтального распора арочного свода R , воспринимаемого пятовыми балками и определяемого по схеме рис. 156, б.

Обозначим:

P — вес арочного свода, кг;

α — угол сектора, в который вписывается дуга свода.

Тогда горизонтальный распор свода, возникающий от веса свода, будет

$$R = A \cos \frac{\alpha}{2}.$$

Так как

$$A = \frac{P}{2 \sin \frac{\alpha}{2}},$$

то

$$R = \frac{P}{2} \operatorname{ctg} \frac{\alpha}{2}.$$

При разогреве печей сила распора R значительно возрастает вследствие расширения кладки, что учитывается введением коэффициента k . Окончательная формула для R имеет вид

$$R = k \frac{P}{2} \operatorname{ctg} \frac{\alpha}{2}, \quad (239)$$

где k — коэффициент увеличения распора; $k = 2,5$ до 1100°C и $3-3,5$ при $1200-1500^\circ \text{C}$.

Цилиндрические печи имеют крепление, состоящее из сплошного железного кожуха, усиленного кольцевыми поясами, располагающимися на расстоянии нескольких метров один от другого (рис. 155, в). Для горизонтальных вращающихся печей часть этих поясов совмещается с опорами, на которых стоит и вращается корпус. Для шахтных печей, собранных из водоохлаждаемых коробок — кессонов, крепление состоит из домкратов, упирающихся одним концом в кессон, а другим — в кольцевой пояс из металлических балок (рис. 156, з). Кроме того, отдельные кессоны соединяются один с другим болтами.

3. Кладка печи

Кладка, или футеровка, — наиболее ответственная часть металлургических печей, от качества и стойкости которой зависят продолжительность кампании и основные технические и экономические показатели работы печей. Металлурги, работающие на печах или проектирующие их, должны отлично знать правила кладки и лично следить за производством всех работ по кладке печей и надлежащей ее эксплуатацией.

Наблюдение за огнеупорами должно начинаться с момента выхода изделий с завода или цеха-изготовителя. При этом необходимо соблюдать правила обращения с огнеупорами. К этим правилам в первую очередь должно быть отнесено следующее:

1) перевозить огнеупоры в крытых вагонах, предупреждающих их чрезмерное увлажнение;

2) погрузка и выгрузка должны производиться без выбрасывания и ударов изделий;

3) хранить огнеупоры в закрытых складах, предупреждающих их увлажнение;

4) при кладке печей теску кирпича сводят к минимуму, класс и сортность кирпича должны строго соответствовать ГОСТу и рабочим чертежам печей;

5) состав растворов должен строго соответствовать применяемому огнеупору и качеству кладки;

6) при кладке оставляют температурные швы соответствующих размеров;

7) сушку и разогрев печей ведут по твердому графику, учитывая вид огнеупоров, влажность кладки и ее массивность;

8) при работе печей по возможности исключают колебания температурного режима, острое пламя или удары дуги о футеровку, механические повреждения и подмачивание кладки, повышение температуры выше пределов стойкости данного огнеупора, попадание брызг расплавов и пыли на кладку;

9) при ремонтах печей тщательно отбирают сохранившийся кирпич, пуская его вновь на кладку печей.

К а ч е с т в о к л а д к и принято определять в зависимости от толщины швов (табл. 26).

Т а б л и ц а 26

Виды кладки

Категория	Кладка	Толщина шва, мм, не более	Раствор
I	Особо тщательная огнеупорная	1	Жидкий или на тонком порошке в сухую
II	Тщательная огнеупорная	2	
III	Обыкновенная огнеупорная	3	Полугустой
IV	Простая огнеупорная	4	
V	Красная и трепельная	5	Густой
VI	То же	8—10	

I и II категории кладки применяют для сооружения плавильных печей, особенно тех их частей, которые соприкасаются с расплавами, а также печей, требующих особой герметизации рабочего пространства или подвергающихся истирающему действию шихты. III категория широко употребляется для кладки всех остальных металлургических печей. Для малоответственных и низкотемпературных частей печей и газоходов может применяться IV категория кладки. Для особо тщательной и тщательной кладки требуется высокосортный кирпич с гладкими ровными поверхностями или же приходится прибегать к шлифовке кирпичей на станках.

Кладку печей осуществляют из огнеупорных кирпичей, имеющих различные формы и размеры. Наиболее ходовые кирпичи стандартных размеров, приведены на рис. 157, хотя, кроме них, в цветной металлургии применяют различные большемерные и фасонные кирпичи, блоки и плиты.

Основные элементы кладки печей: стены, своды, подины и различные отверстия.

Стены печей бывают прямые и радиальные. Толщина стен металлургических печей определяется как кратное к наибольшему размеру стандартного кирпича 230 мм в 1; 1,5; 2; 2,5 и 3 кирпича. Поверхность стен, обращенная в рабочее пространство печей, называется огневой, или лицевой стороной, а наружная поверх-

ность — черновой, или наружной стороной. При кладке стен обычно кирпич укладывают на плашку с обязательной перевязкой швов и углов. Поперечные вертикальные швы кладки в рядах, лежащих в одной плоскости, перевязывают, смещая швы выкладываемого ряда на $\frac{1}{4}$ кирпича вдоль стены по отношению к предыдущему ряду. Поперечные вертикальные швы верхнего и нижнего рядов перевязывают, смещая кирпичи на $\frac{1}{4}$ или $\frac{1}{2}$ кирпича вдоль

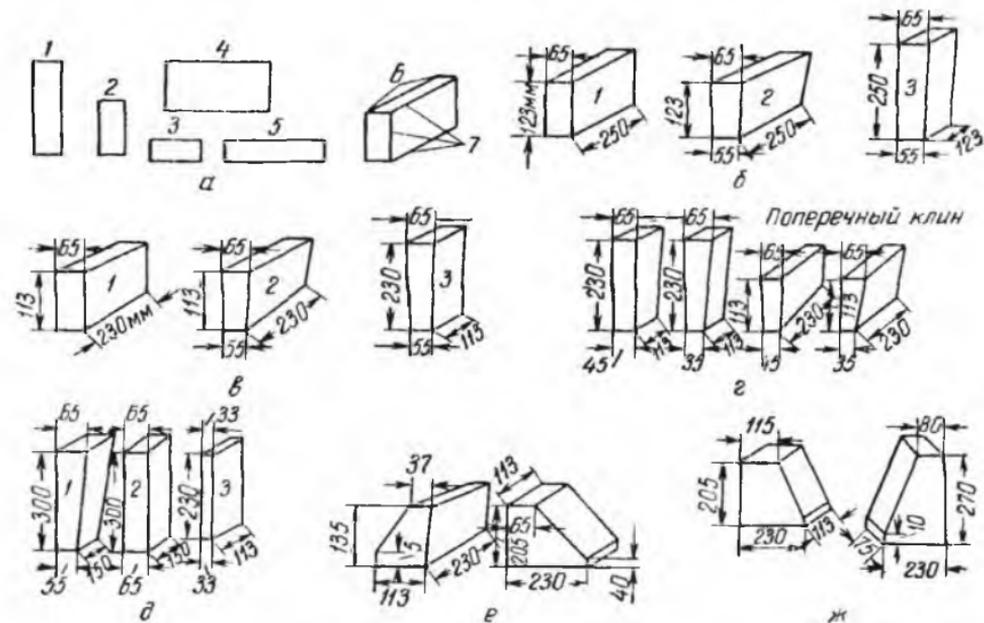


Рис. 157. Форма и размеры стандартных огнеупорных кирпичей:

а — положение кирпича в кладке: 1 — торец; 2 — ребро; 3 — тычок; 4 — плашка; 5 — ложок; 6 — углы; 7 — кромки; *б* — большой формат нормального кирпича: 1 — прямой; 2 — поперечный клин; 3 — торцовый клин; *в* — обыкновенный нормальный кирпич: 1 — прямой; 2 — поперечный клин; 3 — торцовый клин; *г* — арочный и сводовый кирпич; *д* — большой сводовый кирпич: 1 — торцовый клин; 2 — прямой; 3 — лещадка; *е* — торцовый клин; *ж* — пятовые кирпичи

стены верхнего ряда по отношению к нижнему. Продольные вертикальные швы перевязывают, чередуя тычковые и ложковые ряды по высоте кладки. Для правильной перевязки швов в углах и местах смыкания стен применяют укороченные по длине кирпичи размером $\frac{3}{4}$ и $\frac{1}{2}$ целого кирпича. При кладке стен тщательно выверяют с помощью натянутого шнура горизонтальное положение отдельных рядов и вертикальное положение поверхностей кладки. При кладке стен, состоящих по толщине из нескольких разновидностей огнеупоров, например из легковесного шамотного и нормального dinasового кирпича, каждый из этих слоев кладут самостоятельно. Для предохранения расхождения слоев и выпучивания кладки их соединяют, выпуская огнеупорный кирпич в прилежащий слой на $\frac{1}{2}$ кирпича, через 5—8 рядов по высоте. Иногда слой

крепят металлическими анкерами, закладываемыми в кладку и закрепляемыми на кожухе. В крупных металлургических печах толщина стен по высоте неодинакова, верх тоньше, а книзу, особенно по высоте ванны, стена утолщается.

Тепловую изоляцию стен, если она изготовлена из теплоизоляционного кирпича, осуществляют как обычную кладку кирпича. Если тепловая изоляция выполняется в виде засыпки, закладки картона или нанесения штукатурки, ее располагают наружным слоем между кладкой и кожухом печей.

Радиальные стены круглых печей при диаметре их до 4 м выкладывают из лекального клиновидного кирпича, а при диаметре больше 4 м — из обычного клиновидного кирпича, с перевязкой швов, аналогичной прямым стенам.

При кладке стен необходимо оставлять температурные швы, рассчитываемые по следующим нормам:

	Размер шва, мм на 1 пог. м кладки
Шамотная кладка	5—6
Магнезитовая кладка	8—10
Динасовая кладка	10—12

В прямых стенах швы располагаются через 1—3 м по длине стены и для каждого слоя кирпича слегка смещаются, чтобы избежать сквозной щели в кладке. В радиальных стенах вместо температурных швов оставляют зазор между кладкой и кожухом, заполняемый легкоуплотняемой огнеупорной или теплоизоляционной массой. Размер радиального шва рассчитывают по тем же нормам по увеличению длины и диаметра окружности кладки.

Своды печей бывают арочные и подвесные. Обычно своды имеют толщину в один кирпич с наибольшим размером от 250 до 500 мм.

Арочные своды выкладывают на деревянной опалубке из чередующихся прямых и клиновидных кирпичей. Кладка арочных сводов может быть гладкой кольцами, гладкой вперевязку и ребристой с выступающими концами более длинных кирпичей. Наиболее часто сооружают арочные своды с отношением стрелы свода к пролету, равным $\frac{1}{8}$ — $\frac{1}{12}$. Кладку сводов ведут от пят к замку с обеих сторон и затем свод замыкают посередине 3—5 рядами тщательно подобранных замковых кирпичей. При больших пролетах сводов число замков достигает 3 по длине дуги свода. Для круглых печей применяют сферические арочные своды, сооружаемые из специальных фасонных кирпичей. Сферические своды кладут по деревянной опалубке кольцами или в елочку. Все арочные своды опираются на пятовые кирпичи и удерживаются на месте пятовыми балками и креплением печей.

Подвесные своды состоят из наборов кирпичей, подвешенных на специальных металлических подвесках к балкам, расположен-

ным над печами (рис. 158). Хотя эти своды более сложны по своей конструкции, но зато значительно облегчают ремонты печей, которые могут при подвесных сводах проводиться без длительных остановок печей и даже во время работы. Кроме того, подвесной свод не лимитирует ширину печей. В последнее время подвесные своды из необожженного и обожженного магнезитового и хромомагнезитового кирпича стали широко применяться для высокотемпературных плавильных печей (отражательные и мартеновские печи). Температурные швы находятся по длине сводов и в местах

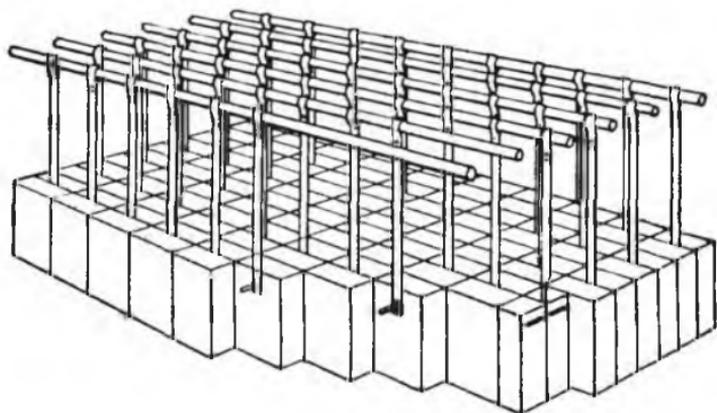


Рис. 158. Подвесной свод

сопряжения сводов с торцовыми стенками. Размеры сводовых швов рассчитывают по нормам, применяемым для расчета температурных швов для стенок.

Под подвешивается воздействию шихтовых материалов и расплавов. Обычно поды выкладывают особо тщательной или тщательной кладкой из высокосортного кирпича. Нижние ряды пода выкладывают на плашку ложками поперек печи, а верхние ряды — на ребро или на торец. Общая толщина пода нагревательных и обжиговых печей 1—4 кирпича, у плавильных печей — до 4—8 кирпичей. В нагревательных печах под обычно выкладывают плоским. В плавильных печах более распространен вогнутый или радиальный под, выполненный в виде обратного свода, поверх кладки которого иногда набивают или наваривают огнеупорную массу с последующей ее пропиткой расплавами. При кладке вогнутого пода сначала кладут по шаблону нижний слой кладки, играющий роль опалубки для кладки последующих слоев. Кладку ведут вперевязку, начиная от центра к пятам, и замком служат пятовые кирпичи. В подах устраивают тонкие температурные швы в продольном и поперечном направлениях, засыпаемые огнеупорными порошками или закладываемые тонким картоном.

4. Отверстия в печах

В стенах и сводах печей устраивают отверстия, служащие для: а) загрузки исходных материалов и выдачи готовых продуктов; б) отвода газов; в) подачи топлива, воздуха и электроэнергии; г) наблюдения и контроля. Число и размеры этих отверстий должны быть минимальными, а конструкция — обеспечивающей надежную изоляцию рабочего пространства от внешней среды. Отверстия в стенах печей выше уровня ванны обычно устраивают в виде окон прямоугольного сечения, перекрываемых сверху аркой, заложеной в кладке стены и опирающейся на пяты. Наружную часть кладки окон укрепляют металлической рамой, предотвращающей разрушение кирпичей от ударов загрузочных механизмов. Окна перекрывают заслонками, которые периодически поднимают и опускают с помощью ручных или пневматических лебедок. Заслонки представляют собой металлические водоохлаждаемые плиты и кессоны или огнеупорные кирпичи, набранные в металлический каркас.

В плавильных печах для выпуска расплавов в стенах на уровне ванны устраивают небольшие отверстия для шлаков, штейнов и сплавов. Штейны и сплавы обычно выпускают через шпуровые отверстия, находящиеся в нижней части стен. Шпуровое отверстие представляет собой канал прямоугольного сечения, проходящий через всю толщину стены. Его выкладывают из специального большего магнезитового или хромомagneзитового кирпича, имеющего форму брусьев. Снаружи шпуровое отверстие облицовывают металлической плитой, для увеличения срока службы которой иногда применяют специальные высокоогнеупорные втулки, вставляемые в выпускное отверстие плиты. Шпуровое отверстие закрывают глиняной пробкой и для предотвращения его полного замерзания в него вставляют железный ломик, периодически пробиваемый на небольшое расстояние внутрь печи. Шлак может также выпускаться через шпуровые отверстия аналогичной конструкции, но несколько увеличенных размеров. Иногда шлак выпускают через окна в торцовых или боковых стенках печей, перекрываемые регулируемым по высоте порогом из огнеупорной глины.

Отверстия в сводах печей могут быть прямоугольной и круглой формы. Для образования прямоугольных отверстий в сводах при размере их до 200 мм закладывают два кирпича, при больших размерах — арочки. Для образования круглого отверстия в своде закладывают замкнутое кольцо. Отверстия в сводах можно получать также формовкой из набивных масс. Загрузочные отверстия в сводах располагают таким образом, чтобы шихта размещалась в рабочем пространстве печей в наиболее рациональном порядке. Руды и концентраты загружают через трубы, соединяющие отверстия в своде с транспортными устройствами, подающими шихту.

5. Охлаждаемые элементы корпуса печи

В новейших конструкциях печей все большее значение приобретают элементы корпуса, охлаждаемые различными теплоносителями. Замена части огнеупорной кладки металлическими охлаждаемыми элементами делает конструкцию печей более надежной и экономичной.

В настоящее время применяют сварные и литые кессоны, устанавливаемые в стенах и в сводах печей, охлаждаемые заслонки и рамы для окон, плиты и вкладыши для загрузочных и выпускных отверстий, охлаждаемые фурмы, горелки и электродержатели и др. Для защиты охлаждаемых элементов от непосредственного воздействия на них расплавов, газов и пыли их покрывают с лицевой стороны огнеупорной кладкой, обмазкой или естественно или искусственно создаваемым слоем защитного гарниссажа. Металлические элементы печей обычно охлаждают водой или водяным паром (испарительное охлаждение), реже воздухом или минеральным маслом.

Глава 12

Устройства для сжигания топлива

Для успешного осуществления процесса сжигания топлива устройства, с помощью которых производится промышленное сжигание, должны удовлетворять следующим требованиям, выработанным на основе теории горения и заводской практики работы металлургических печей:

- 1) всесторонняя подготовка топлива для сжигания (измельчение, обезвоживание, подогрев и т. п.);
- 2) тщательное смешение топлива и воздуха на всем протяжении зоны горения;
- 3) устойчивое и полное горение топлива в необходимом объеме и форме камеры горения;
- 4) плавное и легкое регулирование расхода топлива и процесса горения;
- 5) простота и надежность в работе;
- 6) минимальные эксплуатационные расходы.

1. Сжигание твердого кускового топлива

Кусковое топливо сжигается в слое на колосниковой решетке, в самостоятельной топочной камере, за пределами рабочего пространства печей, которое получает тепло только от отходящих из топки газов. Исключение составляет сжигание кокса в шахтных печах. Отопление металлургических печей кусковым топливом теперь применяют очень редко, за исключением некоторых низкотемпературных печей малой мощности и шахтных печей. Причины этого: 1) ограниченность температуры печей вследствие выноса зоны горения за пределы рабочего пространства и большого избытка воздуха, необходимого для горения ($\alpha = 1,3 \div 1,5$); 2) химическая и механическая неполнота горения топлива, составляющая суммарно 3—15%; 3) затруднительность регулирования температуры; 4) громоздкость конструкции топочного устройства.

Для сжигания кускового топлива применяют простые топки с ручным обслуживанием и механические топки. Простые топки подразделяются на топки с горизонтальной и ступенчатой решеткой, шахтные и полугазовые. Механические топки также имеют большое число разновидностей по способу загрузки и движения

топлива на решетке. Так как механические топки для металлургических печей почти не применяют, а в основном используют для отопления паровых котлов, конструкция их здесь не рассматривается.

Рассмотрим конструкцию простых топок, схемы которых приведены на рис. 159.

Топка с горизонтальной колосниковой решеткой (рис. 159, а) состоит из собственно камеры горения, колосниковой решетки и зольника. Колосниковую решетку обычно собирают из отдельных чугунных колосников, лежащих на опорах и имеющих проходы для воздуха. Площадь воздушных проходов, или так называемое живое сечение колосниковой решетки, составляет 10—20% от

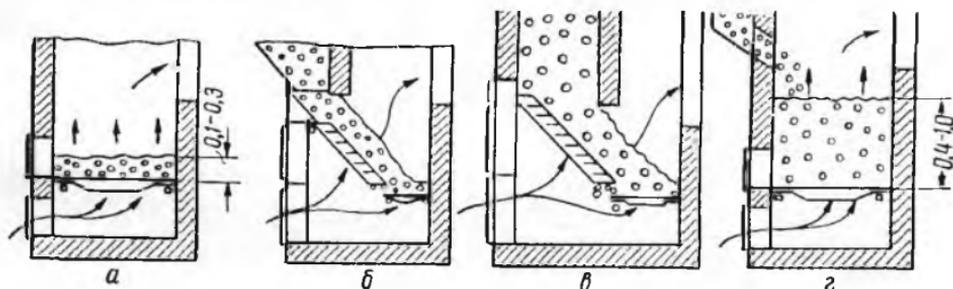


Рис. 159. Схемы простых топок для твердого кускового топлива

общей площади решетки. Топливо загружают на решетку через окно слоем толщиной 0,1—0,3 м. Воздух для горения в основном поступает из зольника и проходит через решетку и слой топлива. Вторичный воздух в количестве 10—20% подается прямо в камеру горения, располагающуюся над решеткой. Давление первичного воздуха — от 0 до 100 мм вод. ст. Вторичный воздух целесообразно подавать в виде так называемого острого дутья под давлением из сопел со скоростью 35—60 м/сек, что улучшает показатели горения и снижает унос топлива. Топка с горизонтальной решеткой пригодна для сжигания качественного кускового топлива — сухих дров и малозольного каменного угля, не содержащего мелочи.

Топка со ступенчатой колосниковой решеткой (рис. 159, б) имеет решетку, состоящую из наклонной и горизонтальной части, угол наклона решетки обычно 35—45°. Ступенчатая часть решетки позволяет сжигать в этой топке мелкое и высокозольное кусковое топливо, так как предотвращается провал мелочи сквозь решетку и облегчается очистка золы со ступенек решетки. Топку со ступенчатой решеткой применяют для сжигания бурых углей и сланцев.

Шахтная топка (рис. 159, в) имеет развитую по высоте шахту, располагающуюся над передней частью ступенчатой или горизонтальной колосниковой решетки. Шахта полностью заполнена топливом, которое по мере выгорания слоя, лежащего на решетке,

постепенно опускается вниз. Топливо, находящееся в шахте и на передней части решетки, подсушивают и подают в зону горения со значительно пониженной влажностью. Этот тип топок применяют для сжигания кускового топлива повышенной влажности — сырых дров, бурого угля и торфа.

Полугазовая топка (рис. 159, з) отличается от обычной топки с горизонтальной решеткой только увеличенной толщиной слоя топлива на решетке, достигающей 0,4—1,0 м. Вследствие увеличения толщины слоя топлива процесс горения на решетке не идет до конца и продукты горения содержат горючие составляющие CO, H₂, CH₄. В топке осуществляется частичный генераторный процесс, и получающийся в результате ее работы полугаз дожигается в рабочем пространстве печи. Это позволяет частично переместить зону горения топлива в рабочее пространство печи. Полугазовая топка занимает промежуточное положение между топкой и газогенератором и может рассматриваться как индивидуальный газогенератор, пристроенный к печи.

Простые топки с ручным обслуживанием имеют размеры колосниковых решеток: длину 1—2,7 м; ширину 0,7—3,5 м; площадь 0,7—9 м². Производительность топок по количеству сжигаемого топлива составляет 0,10—3,0 т/ч.

Расчет топок для кускового топлива состоит из определения площади колосниковой решетки и объема камеры горения. Площадь F , м², находят по формуле

$$F = \frac{BQ_n^p}{q_1}, \quad (240)$$

где B — расход топлива, т/ч;

Q_n^p — теплотворность топлива, ккал/кг;

q_1 — теплонапряжение зеркала горения, Мкал/(м²·ч).

Для каменных и бурых углей $q_1 = 700 \div 900$, для дров и торфа $q_1 = 1000$.

Эти величины соответствуют интенсивности горения, т/(м²·ч): каменного угля 0,1—0,2; бурого угля и торфа 0,15—0,3; дров 0,4—0,5. Объем топки V , м³, определяют по формуле

$$V = \frac{BQ_n^p}{q_2}, \quad (241)$$

где q_2 — теплонапряжение топочного пространства, Мкал/(м³·ч). Для простых топок $q_2 = 250 \div 300$.

2. Сжигание пылевидного топлива

Готовая угольная пыль в виде аэросмеси поступает со скоростью 15—20 м/сек по трубам к металлургическим печам, где пыль сжигается обычно по схеме рис. 160. Угольная пыль в циклоне и на

фильтре отделяется от воздуха и накапливается в расходных бункерах, которые находятся около печей. Из расходного бункера угольная пыль в виде аэросмеси с первичным воздухом подается по шнековому питателю в горелку. Пыль и первичный воздух смешиваются в конце шнекового питателя, куда подается первичный воздух. Вторичный воздух, необходимый для полного сжигания пыли, подается прямо в горелку, иногда туда подается также третичный воздух повышенного давления. Расход угольной пыли регулируют числом оборотов шнекового питателя, который для обеспечения точности весовой дозировки пыли должен иметь длину не менее 1—1,5 м. На каждую крупную металлургическую печь, та-

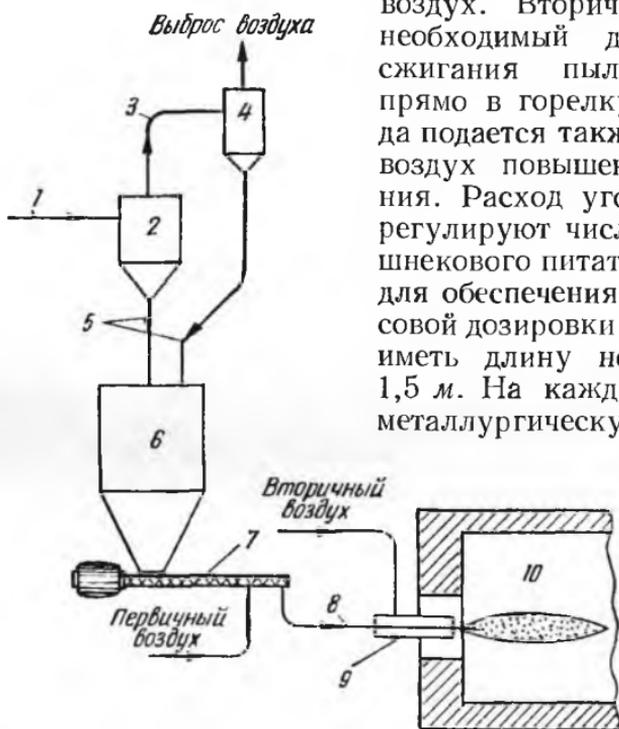


Рис. 160. Схема установки для сжигания угольной пыли:

1 — пылепровод от пылеугольной фабрики; 2 — циклон; 3 — воздухопровод запыленного воздуха; 4 — фильтр; 5 — трубы для пыли; 6 — расходный бункер угольной пыли; 7 — шнековый питатель; 8 — пылепровод; 9 — пылеугольная горелка; 10 — печь

кую как плавильные отражательные и обжиговые барабанные, устанавливают несколько расходных бункеров с 4—8 шнековыми питателями и таким же числом пылеугольных горелок.

Так как при пылеугольном отоплении печей горение проходит прямо в рабочем пространстве и топливо-воздушная смесь хорошо подготовлена, что обеспечивает интенсивное протекание процесса горения, удается получать весьма высокую температуру и большое тепловое напряжение рабочего пространства. Это и обеспечило повсеместное применение пылеугольного отопления для крупных печей цветной металлургии, перерабатывающих руды и полупродукты. В меньшей степени привилось пылеугольное отопление в рафинировочных и литейных печах, где выпускают чистые ме-

таллы, по той причине, что зола топлива, выпадающая в рабочем пространстве печей, загрязняет продукты переработки.

Пылеугольные горелки являются устройством, окончательно подготовляющим топливо-воздушную смесь для горения и подающим ее в печное пространство с определенными аэродинамическими характеристиками. Конструкция пылеугольных горелок весьма простая и представляет комбинацию из двух концентрических труб, по одной из которых подается смесь пыли и первичного воздуха, а по другой — вторичный воздух. Для улучшения смешения и завихрения топливо-воздушной смеси применяют повышенное давление воздуха, тангенциальный подвод воздуха и пыле-воздуш-

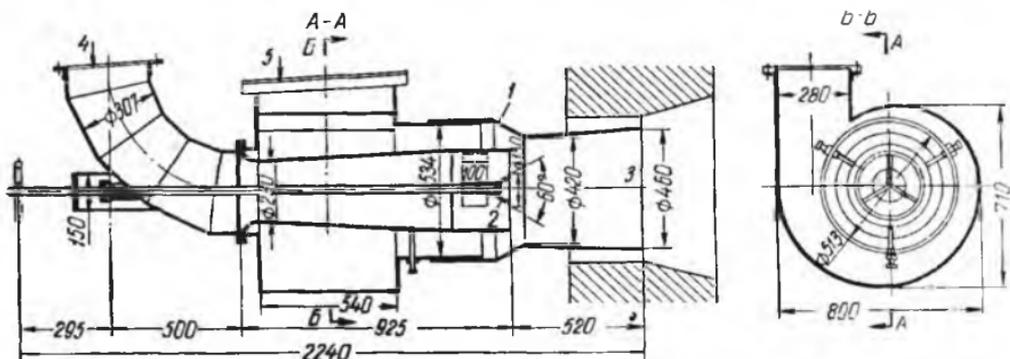


Рис. 161. Турбулентная горелка для сжигания угольной пыли

ной смеси, подачу третичного воздуха высокого давления, устройство завихряющих лопастей, раздающих конусов и насадок и т. п.

Пылеугольные горелки бывают круглые и щелевые.

На рис. 161 показана конструкция круглой турбулентной пылеугольной горелки производительностью по углю 1—1,2 $m^3/ч$, применяющейся для отопления отражательных печей. В этой горелке пыль в смеси с первичным воздухом поступает в горелку аксиально по центральной трубе 4, а вторичный подогретый воздух подводится тангенциально через улиточный подвод 5. Для лучшего смешения пыли и воздуха, а также для регулирования длины факела в конце центральной трубы установлен конус-рассекатель 2 и подвижная насадка 1. Горелка заканчивается чугунным диффузором с эллиптическим выходом 3. Давление воздуха: первичного 200 mm вод. ст., вторичного — 100—150 mm вод. ст. Скорость аэросмеси на выходе из горелки ~ 30 $m/сек$. Отношение объема первичного воздуха к объему вторичного 0,5.

Для отопления вращающихся барабанных печей и паровых котлов применяют круглые горелки типа ТКЗ, ОРГРЭС, ВТИ и щелевые горелки типа МЭИ, БПК и др. ¹.

¹ Подробные их характеристики см. «Теплотехнический справочник». Госэнергоиздат, 1957, т. I, с. 391.

Производительность пылеугольных горелок по количеству сжигаемой угольной пыли от 0,2 до 5,0 *т/ч*. Действительная скорость истечения первичного и вторичного воздуха из горелок составляет 20—50 *м/сек*, что гарантирует от проникновения горения внутрь горелок и взрывов и обеспечивает требуемое качество факела. Количество первичного воздуха составляет 25—45% от всего необходимого для горения воздуха. Для обеспечения высокой скорости истечения первичный и вторичный воздух должны иметь перед горелками давление 200—500 *мм вод. ст.* Иногда давление воздуха для пылеугольных горелок повышается до 1000—2000 *мм вод. ст.*, что позволяет резко интенсифицировать работу горелок. Третичный воздух, подаваемый иногда в горелки по специальной трубке малого диаметра, составляет по объему не более 3—8% и имеет избыточное давление до 1 *ат*. При необходимости повышения температуры рабочего пространства печей подогревают первичный и вторичный воздух. Первичный воздух можно подогревать из условия взрывобезопасности не выше 50—100° С, а вторичный — до 400° С. Если вторичный воздух подмешивать к топливно-воздушной смеси за пределами горелки, то его температура не должна превышать 400° С.

Система пылеугольного отопления печей взрывоопасна, и при ее сооружении и эксплуатации необходимо принимать специальные меры предосторожности, заключающиеся в предупреждении длительного залеживания и скопления масс угольной пыли, наблюдении за температурой отдельных участков системы и предотвращении местных повышений температуры, устройстве предохранительных клапанов на случай хлопков и взрывов и т. п. Сжигание пылевидного угля при горелках рациональной конструкции, обеспечивающих хорошее перемешивание топливно-воздушной смеси и ее энергичное завихрение на всем протяжении зоны горения, возможно при коэффициенте избытка воздуха $\alpha = 1,1 \div 1,2$.

Расчет пылеугольных горелок состоит в определении площади и линейных размеров выходных отверстий для первичного и вторичного воздуха. Исходные величины для расчета: производительность горелки по количеству сжигаемого угля (*т/ч*) и количество первичного и вторичного воздуха V_1 , *м³/сек*. Для определения размеров горелки задаются скоростью истечения первичного и вторичного воздуха $w_1 = 20 \div 50$ *м/сек* и по величинам V_1 и w_1 находят площади выходных отверстий для первичного и вторичного воздуха. По величинам площади подбирают поперечные линейные размеры горелки с учетом формы выходных отверстий (круглое или прямоугольное). По принятой скорости истечения w_1 рассчитывают необходимое давление первичного и вторичного воздуха h , *мм вод. ст.*, по формуле

$$h = K \frac{w_1^2}{2g} \gamma_1, \quad (242)$$

где K — коэффициент аэродинамического сопротивления горелки. Величина K зависит от конструкции горелки и может определяться при испытании модели. Обычно $K = 2 \div 10$;

γ_l — удельный вес истекающей аэросмеси с учетом пыли, кг/м^3 .

По давлению и расходу первичного и вторичного воздуха выбирают необходимые воздуходувки или вентиляторы. Пылепроводы и воздухопроводы рассчитывают по действительной скорости $w_l = 15 \div 20 \text{ м/сек}$. Пускают и останавливают горелки в следующем порядке. До пуска горелок печное пространство должно быть разогрето дровами или кусковым углем до температуры $300\text{—}400^\circ \text{C}$. Перед включением горелок в печи около отверстий для горелок разжигают костры, пламя которых пересекает оси будущих пылеугольных факелов. Первой включают подачу вторичного, а затем первичного воздуха и самым последним включают шнековый питатель на минимальное число оборотов. Окна и шиберы в газоходе при пуске горелок должны быть открыты на случай хлопков. Останавливают горелки в обратном порядке, т. е. в первую очередь прекращают подачу пыли.

3. Сжигание жидкого топлива

В последние годы в связи с развитием трубопроводного транспорта произошли значительные изменения в транспортировке нефти и некоторых продуктов ее переработки — бензина, керосина и дизельного топлива. Уже построены и эксплуатируются нефтепроводы: Башкирия—Сибирь (3700 км) и нефтепровод «Дружба» — СССР, Польша, ГДР, Чехословакия и Венгрия (4000 км) и др.

Основной вид жидкого топлива для металлургических печей — мазут. Мазут применяют для отопления печей, выпускающих готовые металлы, рафинировочных, литейных и нагревательных печей, а также для некоторых рудоплавильных печей. Мазут доставляют на металлургические заводы преимущественно железнодорожным транспортом в цистернах. Для приема, хранения и подготовки мазута на заводах сооружают комплекс устройств и сооружений, объединяемых под общим названием — мазутное хозяйство.

Схема мазутного хозяйства металлургического завода приведена на рис. 162. Железнодорожные цистерны с мазутом поступают на заводской склад мазута, который по требованиям пожарной охраны строят в отдалении от основных цехов. После разогрева мазута в цистернах паром мазут или сливают в приемные каналы, из которых его насосами перекачивают в баки-хранилища, или перекачивают прямо из цистерн. Баки-хранилища делают надземными или подземными и рассчитывают на хранение месячного потребления мазута. Из баков-хранилищ подогретый паром до $50\text{—}80^\circ \text{C}$

мазут по мазутопроводу по мере необходимости перекачивают на территорию самого завода. Мазут перед сжиганием подготавливают на специальных установках, где его обезвоживают, фильтруют и подогревают до температуры 70—90° С. Очищенный и хорошо подогретый мазут поступает в расходные баки у печей, откуда он передается в форсунки. На ряде заводов вместо схемы с расходными баками у печей применяют другую систему подачи мазута к печам, при которой мазут после подготовки поступает в тупиковый или кольцевой циркуляционный мазутопровод, от которого и питаются форсунки. Для предупреждения охлаждения

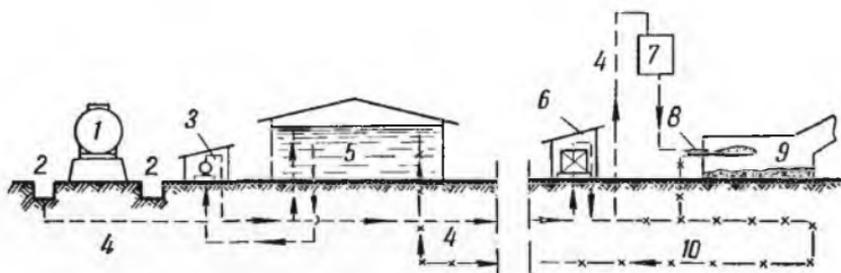


Рис. 162. Схема мазутного хозяйства металлургического завода:

1 — железнодорожная цистерна с мазутом; 2 — канавы для слива мазута; 3 — насосная станция; 4 — основной мазутопровод; 5 — хранилище мазута; 6 — установка для подготовки мазута; 7 — расходный бак; 8 — мазутная форсунка; 9 — печь; 10 — циркуляционный кольцевой мазутопровод

и застывания мазута в мазутопроводе рядом с ним укладывают паровые трубы и защищают его общей тепловой изоляцией.

Форсунка для сжигания мазута является устройством, которое должно размельчить сплошную струю мазута до мельчайших капелек, хорошо смешать капельки мазута с воздухом и подать топливо-воздушную смесь в рабочее пространство печи с определенными аэродинамическими характеристиками. Топочная техника располагает в настоящее время большим числом различных конструкций мазутных форсунок, которые можно классифицировать по способам распыления мазута и давлению распылителя. По способам распыления мазута различают форсунки с механическим, паровым, воздушным и комбинированным распылением. Форсунки с воздушным распылением подразделяют на форсунки высокого давления, у которых избыточное давление распыляющего воздуха не ниже 0,5—8 ат, и форсунки низкого давления, работающие обычно на воздухе с давлением до 0,1 ат и иногда до 0,5 ат.

Механическими называются форсунки, в которых мазут, проходя под избыточным давлением 10—20 ат через небольшие отверстия, приобретает значительную скорость и дробится без участия постороннего распылителя. Для усиления распыления струю топлива перед выходом завихряют с помощью специальных

закручивающих вставок. Необходимый для горения воздух подается вне механических форсунок. Механические форсунки для отопления металлургических печей особого распространения не получили.

В форсунках высокого давления мазут распыляется сжатым воздухом с избыточным давлением 0,5—8 ат или паром с давлением 3—12 ат. Расход первичного воздуха, идущего на распы-

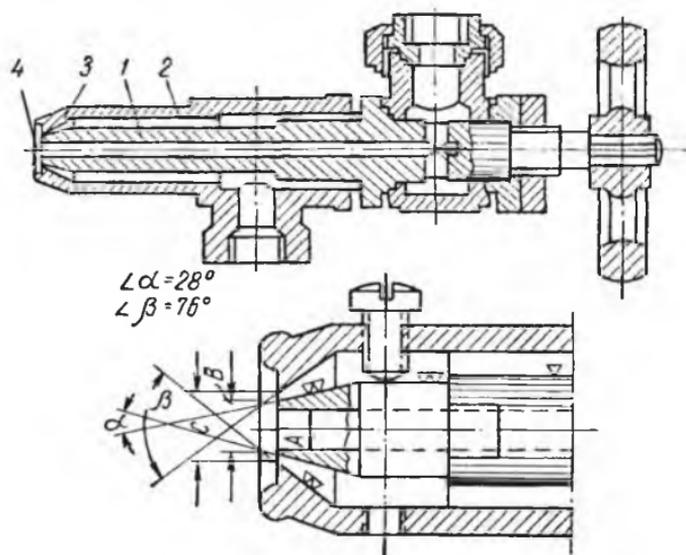


Рис. 163. Форсунка высокого давления системы В. Г. Шухова

ление, не превышает 10% от всего воздуха, необходимого для горения (0,8—1,2 м³/кг). При паровом распылении расход пара составляет 0,4—0,6 кг/кг.

На рис. 163 приведена форсунка высокого давления В. Г. Шухова, работающая с паровым или воздушным распылением, состоящая из внутренней мазутной трубки 1 и наружной паровой или воздушной трубки 2. Пар или воздух выходит по кольцевому сечению 3 и, встречая под углом струю мазута, распыляет его. Проходное сечение 4 для мазута постоянно, а размер воздушной кольцевой щели регулируется перемещением мазутной трубки. Форсунка Шухова дает узкий и яркий факел длиной от 2,5 до 7 м. Форсунку изготовляют десяти размеров (номеров) для производительности от 3 до 400 кг/ч (табл. 27).

Из большого числа форсунок высокого давления следует также указать на форсунки, применяющиеся для отопления мартеновских печей системы ДМИ и УПИ с одно- и двухступенчатым распылением мазута производительностью до 3,0 т/ч, обеспечивающие высокую температуру, настильность и жесткость факела.

Характеристика форсунок В. Г. Шухова

№ фор-сунки	Диаметр выходных отверстий, мм		Диаметр мазуто-провода, дюймы	Производительность, кг/ч, при избыточном давлении, ат			Масса фор-сунки, кг	Длина фор-сунки, мм
	мазут	пар		мазута 0,5	мазута 0,6—1 и пара или воз-духа 3—5	мазута 2—2,5 и пара или воздуха выше 5		
1	2	4,5	3/8	3	7	10	0,7	155
2	3	5,5	3/8	6	20	30	0,7	155
3	4	7	1/2	12	40	60	0,8	205
4	5	8	1/2	19	60	90	0,8	205
5	6	9	1/2	27	80	120	0,8	205
6	7	10	1/2	38	100	150	0,8	205
7	8	11	1/2	50	130	180	0,8	205
8	10	13	3/4	70	180	240	1,5	205
9	13	16	3/4	125	250	320	1,5	205
10	16	20	3/4	200	350	400	1,6	258

В этих форсунках скорость истечения смеси достигает 1000 м/сек благодаря применению насадки в виде сопла Лавалья.

Форсунка высокого давления, применяющаяся для отопления отражательных печей производительностью 400 кг/ч, показана на рис. 164. Мазут подается по внутренней трубке, выходное отвер-

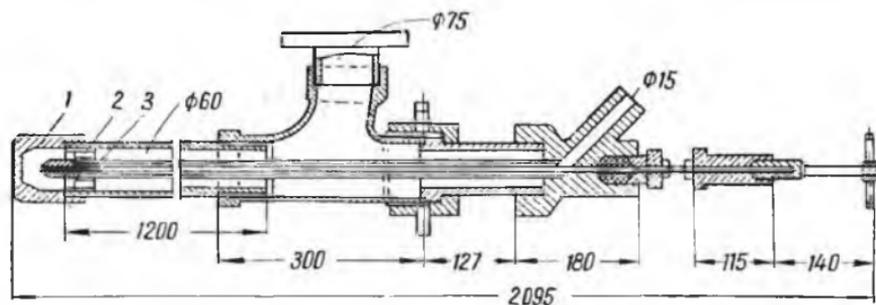


Рис. 164. Форсунка высокого давления для отражательных печей

стие которой регулируется с помощью плунжера с грибком 3. Воздух для распыления поступает по наружной трубе, в конце которой имеется насадка с завихрителем 2, представляющим втулку с четырьмя лопастями, установленными под углом 15—20° к оси форсунки. Смесь распыленного мазута и первичного воздуха выходит в печь через воздушную головку 1. Избыточное давление первичного воздуха до 1,5 ат, а расход его 1,5—3 м³/кг (15—30%). Мазут при поступлении в форсунку имеет температуру 85—90° С и давление 1,5—2 ат. Форсунки подобной конструкции дают

широкий и короткий факел длиной 3—4 м при достаточно хорошем распыливании мазута и полном его сгорании.

Форсунки низкого давления конструкции Стальпроекта, работающие при избыточном давлении воздуха до 0,1 ат производят

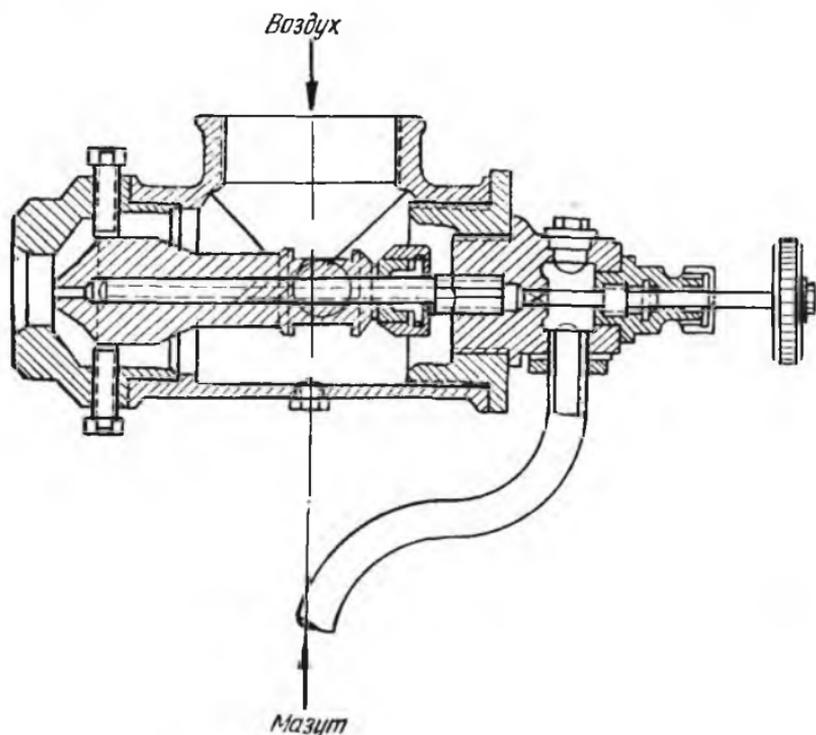


Рис. 165. Форсунка низкого давления конструкции Стальпроекта мощностью от 3 до 200 кг/ч, показаны на рис. 165. Характеристика форсунок приведена в табл. 28. Мазут в этой форсунке подается по внутренней трубке, первичный воздух поступает по наружной трубе с регулируемым выходным отверстием. Расход мазута регулируется штоком, располагающимся внутри мазутной трубки.

Таблица 28
Характеристика форсунок Стальпроекта

№ форсунки	Диаметр выходных отверстий, мм		Диаметр воздухопровода, мм	Производительность, кг/ч при давлении воздуха, мм вод. ст.		Ход мазутного сопла, мм	Масса форсунки, кг
	мазута	воздуха		300	700		
1	2,5	21	38	3,5	8	6	4,9
2	3	40	65	11	24	13	6,9
3	4	60	100	32	57	21,6	14,8
4	5	75	125	54	82	25	25,4
5	5	95	150	80	120	32	40,1
6	6	135	200	135	205	42	56,1

Давление первичного воздуха 300—700 мм вод. ст., расход его составляет 60—80% от всего необходимого (6—10 м³/кг). Длина факела форсунки 1—3 м. Вторичный воздух поступает через форсуночные окна печей эжекцией и подсосом, а также принудительной подачей вентиляторами. Кроме форсунок Стальпроекта, широко распространены форсунки низкого давления Союзтепlostроя, Оргэнерго, а также форсунки А. И. Карабина и др.

При выборе типа форсунок для металлургических печей следует руководствоваться следующими соображениями. Для низкотемпературных печей с ограниченными размерами рабочего пространства и небольшой интенсивностью теплообмена наиболее подходят форсунки низкого давления, имеющие более короткий факел, простую конструкцию и весьма экономичные показатели при эксплуатации. Для крупных высокотемпературных печей более подходят форсунки высокого давления с длинным и жестким факелом, отличающиеся большой производительностью, но требующие повышенных расходов при эксплуатации. При форсунках высокого давления мазут может сжигаться с коэффициентом избытка воздуха $\alpha = 1,05 \div 1,10$, в то время как при форсунках низкого давления $\alpha = 1,15 \div 1,20$.

Расчет форсунок заключается в определении размеров выходных отверстий для мазута и воздуха и выборе воздухоудувных средств.

Иногда вместо расчета форсунки подбирают по справочникам и каталогам, исходя из требуемой производительности. Исходные величины в расчете форсунок: производительность форсунки B , кг/ч, и количество первичного воздуха V_t , м³/сек. Площадь выходного отверстия для мазута f , мм², находят по формуле (243), выведенной на основе закономерностей истечения из отверстий несжимаемой жидкости при коэффициенте расхода 0,2 и плотности мазута 950 кг/м³:

$$f = \frac{B}{10 \sqrt{p}} \text{ мм}^2, \quad (243)$$

где p — избыточное давление мазута, ат.

Полученную по расчету площадь сечения увеличивают на 10—15%, учитывая возможное засорение мазутной трубки. Площадь выходного отверстия для воздуха или пара рассчитывают по формулам и графикам истечения газов, приведенным в гл. 5, по количеству первичного воздуха V_t . Сечение подводящих к форсункам мазут, воздух и пар трубопроводов рассчитывают по следующим скоростям движения w_{tr} , м/сек: мазутопроводы 0,1—0,8; паропроводы 30—60; воздухопроводы 15—20.

Пускают и останавливают мазутные форсунки аналогично пилеугольным горелкам.

4. Сжигание газообразного топлива

Для отопления печей цветной металлургии наибольшее значение имеют природный и генераторный газы.

Газовое отопление печей по сравнению с другими видами топлива отличается преимуществами, главнейшие из которых: 1) возможность транспортировки газа по трубам на расстояние в несколько тысяч километров; 2) легкость и простота сжигания при минимальных значениях коэффициента избытка воздуха $\alpha = 1,03 \div 1,05$; 3) беззольность и высокая калорийность (для природного газа); 4) возможность достижения весьма высокой темпе-

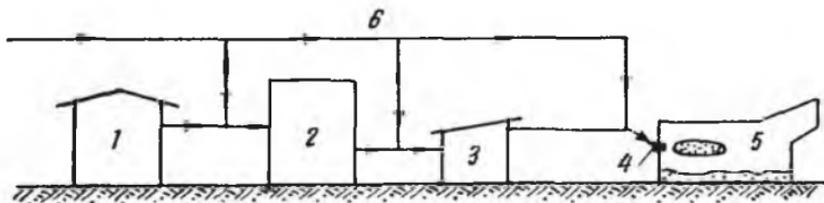


Рис. 166. Схема газового хозяйства металлургического завода:

1 — газогенераторная станция; 2 — хранилище газа (газгольдер); 3 — газодувка или редуцирующее устройство; 4 — газовая горелка; 5 — печь; 6 — газопровод

ратуры горения и регенерации тепла отходящих газов при высокотемпературном подогреве воздуха и газа (для генераторного газа); 5) хорошая регулируемость процесса горения; 6) лучшие экономические показатели.

Схема газового хозяйства металлургического завода приведена на рис. 166. Газ может поступать на завод от постороннего источника его получения, например с газового месторождения или с других промышленных предприятий. В этом случае он подается по газопроводу 6 либо прямо к горелкам, либо сначала проходит через газовое хранилище и газодувку или редуцирующее устройство. Если газ производится на собственной газогенераторной станции 1, то он может подаваться к горелкам по нескольким вариантам: прямо в горелки по газопроводу 6 или через хранилище газа и газодувку. Хранилище газа сооружают в случае, если в подаче или в потреблении газа возможны значительные колебания. Газовые хранилища сооружают в отдалении от основных цехов по противопожарным соображениям. Газодувки применяют для повышения давления газа перед горелками, если собственное давление газа в газопроводе недостаточно. Редуцирующие устройства применяют для понижения давления газа 25—60 ат в магистральных газопроводах природного газа до 6—12 ат в заводской распределительной сети. При сооружении и

эксплуатации газового хозяйства завода обязательно осуществление мероприятий, предупреждающих внезапное воспламенение и взрывы газовых смесей.

С помощью газовых горелок газ смешивается с воздухом и подается в рабочее пространство печей с определенными аэродинамическими характеристиками. Имеется множество разнообразных конструкций газовых горелок, которые можно классифицировать по давлению газа, по системе смешения газа и воздуха и по форме выходных отверстий. По давлению различают горелки высокого давления, работающие на газе с давлением выше 500 мм вод. ст., и горелки низкого давления, работающие на газе с давлением 80—300 мм вод. ст.

По системе смешения газа и воздуха различают горелки с предварительным смешением, осуществляемым до горелки, со смешением в самой горелке и со смешением после выхода из горелки в печи. Горелки с предварительным смешением работают с очень коротким факелом или даже без него и поэтому называются беспламенными горелками. Предварительное смешение газа и воздуха допускается только для горелок высокого давления, обеспечивающих большие скорости истечения газозадушной смеси, что предупреждает проникновение горения внутрь горелок и взрывы. Если газ и воздух смешивают в самой горелке при сильном завихрении смеси, то такие горелки называют турбулентными. При смешении газа и воздуха после горелки при условии выхода их почти параллельными струями горелки называют диффузионными. Диффузионные горелки имеют наиболее длинный факел. Если воздух всасывается в горелку или в печь благодаря кинетической энергии струи газа, такая горелка называется инжекционной, что характерно для некоторых горелок высокого давления.

По форме выходных отверстий горелки бывают круглые и щелевые. Все горелки, в которых процесс смешения частично или полностью перенесен в рабочее пространство печей, называются пламенными или факельными. Эти горелки имеют развитый по длине факел горения. Длина горящего факела пламенных горелок в основном зависит от интенсивности смешения газа и воздуха, скорости истечения их из горелки, тепловых свойств газа и температуры подогрева газа и воздуха. Обычно длина факела уменьшается при интенсификации процесса смешения, уменьшения скорости истечения, понижении теплотворности газа и температуры подогрева.

На рис. 167 приведена газомазутная горелка с внутренним смешением для сжигания природного газа и мазута, применявшаяся для отопления отражательных печей. Мазут поступает в горелку под давлением 3—4 ат и вначале механически распыляется с помощью двухзаходного винта, установленного на выходе мазутной трубы. Более качественное распыление производится компрессорным воздухом, поступающим по косым фрезе-

рованным щелям, благодаря которым происходит дальнейшее распыление и закручивание мазутно-воздушного потока.

Природный газ поступает под давлением 300 мм вод. ст. радиально по отношению к потоку воздуха через мелкие отверстия различного диаметра (от 2,5 до 8 мм), расположенные в шахматном порядке на конце газовой трубы. Вентиляторный воздух под давлением около 300 мм вод. ст. при температуре около 100° С энергично закручивается в суженной носовой части горелки. Производительность горелки по природному газу составляет 1100—

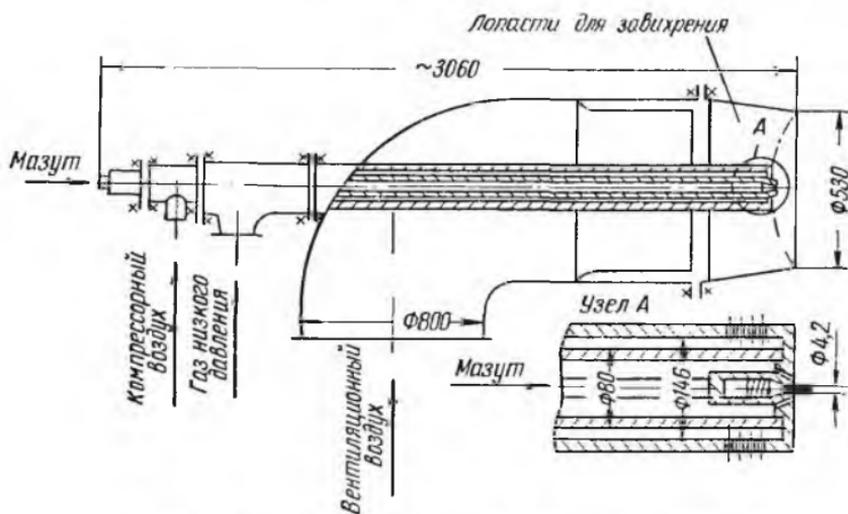


Рис. 167. Газомазутная горелка для природного газа

1600 м³/ч, по мазуту до 300 кг/ч. Горелка дает короткий энергичный светящийся факел при коэффициенте избытка воздуха $\alpha = 1,03 \div 1,05$. Основное назначение мазута — увеличение излучающей способности газового факела. В настоящее время горелки описанного типа успешно работают на одном природном газе без мазута с удовлетворительными теплотехническими показателями.

Турбулентная газовая горелка низкого давления для генераторного газа со смешением газа и воздуха внутри горелки приведена на рис. 168, а. Газ поступает в горелку аксиально по кольцевой щели, а воздух подводится тангенциально и в виде завихренных струй смешивается с газом. Закрученная газо-воздушная смесь истекает из горелки через расширяющуюся коническую насадку. Характеристика горелок этого типа приведена в табл. 29.

Горелки ГТН с незначительными переделками используют для сжигания природного газа. Эти переделки заключаются в уменьшении сечения щели 1 (рис. 168) для входа газа в горелку, что может быть сделано приваркой кольца на центральную вставку 2, вставкой специальной дроссельной шайбы или заменой

всей центральной вставки 2 новой с требуемыми размерами. Производительность горелки ГТН по природному газу снижается примерно на 50%, по сравнению с данными табл. 29.

На рис. 168, б приведена инжекционная горелка высокого давления для сжигания природного газа со смешением газа и воздуха в горелке. Природный газ под давлением в несколько атмосфер поступает по центральному соплу в горелку. Через щелевое регулируемое отверстие в горелку подсасывается воздух, который перемешивается с газом внутри горелки и при выходе из горелки в ее головке. Производительность горелки 500—600 м³/ч.

Производительность газовых горелок от 5 до 25 000 м³/ч при скорости истечения газа и воздуха от 10 до 50 м/сек. Длина факела при сжигании генераторного газа составляет 5—30 диаметров выходного отверстия. Газ сжигается при

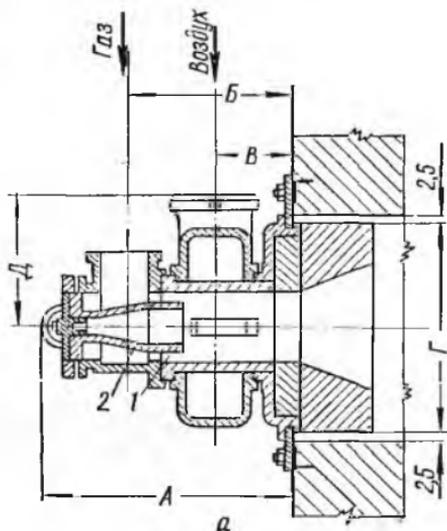


Рис. 168. Газовые горелки:

а — турбулентная низкого давления для генераторного газа (1 — щель, 2 — вставка); б — инжекционная высокого давления для природного газа; 1 — соединение, заполненное огнеупорным цементом; 2 — головка; 3 — смесительная труба; 4 — подвод газа

коэффициенте избытка воздуха $\alpha = 1,05 \div 1,10$, причем весь необходимый для горения воздух подается обычно через горелку.

Тип газовых горелок для металлургических печей выбирают, исходя из тепловой характеристики газа, расхода газа, м³/ч, требуемой температуры печи, длины и излучающей способности факела.

Расчет газовых горелок заключается в определении площади сечения газового и воздушного каналов по количеству и давлению газа и воздуха. При расчете применяют формулы для истечения

Характеристика турбулентных газовых горелок низкого давления типа ГТН для генераторного газа (минимальное давление перед горелкой газа 100 мм вод. ст., воздуха 150 мм вод. ст.)

№ горелки	Габаритные размеры, мм					Производительность, м ³ /ч
	А	Б	В	Г	Д	
ГТН-1	327	219	113	300	135	45—100
ГТН-2	379	253	124	300	170	100—200
ГТН-3	429	286	135	350	200	150—300
ГТН-4	503	344	160	350	230	200—400
ГТН-5	561	385	172	470	280	300—600
ГТН-6	663	443	193	470	330	500—1000

газов через отверстия, приведенные в гл. 5, часто вместо расчета тип и номер горелок выбирают по справочным данным¹.

При пуске и остановке газовых горелок соблюдают те же правила, что и для пылеугольных горелок.

5. Комбинированное сжигание топлива

В последнее время для отопления металлургических печей все чаще стали применять комбинированное сжигание топлива, заключающееся в одновременном сжигании двух разновидностей топлива, например: кокс—газ; газ—мазут или угольная пыль и другие.

Цель комбинированного сжигания:

1) снижение расхода дефицитного и дорогостоящего топлива, например кокса;

2) улучшение теплотехнических характеристик горения, например светимости факела;

3) замена одного вида топлива другим на случай нестабильного снабжения.

Наиболее характерный пример промышленного решения первой задачи — подача природного газа в шахтные печи (доменные, вагранки и ватер-жакеты). На рис. 169 показано устройство для подачи природного газа в доменную печь. Природный газ подводится по кольцевому трубопроводу 1, расположенному над коллектором горячего дутья. Из кольцевого трубопровода по подводящим патрубкам 3 газ подается к фурмам.

В начальных участках патрубков 3 располагаются измерительные диафрагмы 2 и регулирующие расход клапаны. Газ входит в полый фланец 5, зажатый между соплом 6 и фурмой 4, и через отвер-

¹ См., например, А. В. Арсеев. Сжигание природного газа. Металлургиздат, 1963.

стия, имеющиеся в этом фланце, поступает в фурму, где и смешивается с нагретым до 1200°C дутьем. На 1 т чугуна подается $60\text{--}160\text{ м}^3$ природного газа, что снижает расход кокса на 10—20% и повышает производительность печей на 1—2%. Особенно

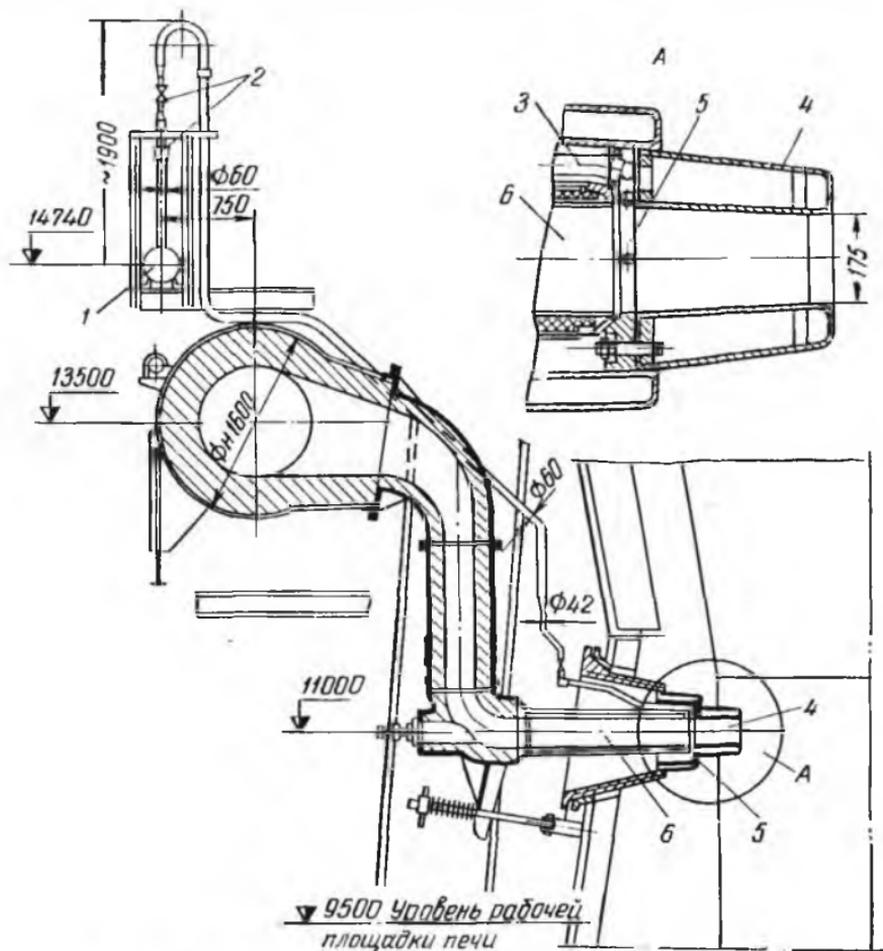


Рис. 169. Узел подачи природного газа в доменную печь

эффективна подача природного газа при работе шахтных печей на дутье, обогащенном кислородом. Опыты подачи природного газа в шахтные печи для плавки никелевых руд дали также положительный эффект при дутье, обогащенном кислородом. Однако промышленная схема подачи и сжигания природного газа в шахтных печах цветной металлургии находится еще в стадии проработки.

Пример промышленного решения второй задачи — газомазутные горелки (см. рис. 167).

Сжигание природного газа с некоторой добавкой распыленного мазута существенно улучшает светимость газового факела и его теплоотдачу. Газомазутные горелки применяют для отопления высокотемпературных металлургических печей (мартеновских, отражательных и др.).

Третья задача решается с помощью пылегазовых и газомазутных горелок, которые позволяют иметь в качестве резервного топлива угольную пыль или мазут на случай снижения подачи природного газа. Такие комбинированные горелки могут работать с отдельным сжиганием газа, пыли и мазута, а также с совместным одновременным сжиганием двух видов топлива.

Глава 13

Устройства для преобразования электрической энергии в тепловую

Электрическая энергия подводится в рабочее пространство электрических печей и преобразуется в тепловую энергию с помощью специальных устройств, конструкция и режим работы которых определяются способом преобразования (электронагрева). Для печей сопротивления — это нагревательные элементы или сопротивления. Для дуговых и рудно-термических печей — электродные устройства. Для индукционного и диэлектрического нагрева — индукторы и рабочие конденсаторы. Для новых способов электронагрева — специальные электродные устройства. Ниже кратко рассмотрены перечисленные устройства для преобразования электрической энергии в тепловую и описаны схемы и аппаратура, применяемые для питания этих устройств электроэнергией.

1. Нагревательные элементы

Нагревательные элементы, или сопротивления, работают в весьма тяжелых условиях, определяемых значительной их температурой и корродирующим воздействием печной атмосферы, что обуславливает ускоренный их износ. От качественной и длительной работы нагревательных элементов зависят основные показатели эксплуатации печей сопротивления.

Для правильного протекания процесса преобразования электрической энергии в тепловую и длительной устойчивой работы нагревательные элементы должны отличаться следующими качествами:

- 1) большим удельным электрическим сопротивлением, позволяющим иметь достаточное поперечное сечение элементов и ограниченную их длину;
- 2) малым электрическим температурным коэффициентом;
- 3) постоянством электрических свойств во времени;
- 4) жаростойкостью и неокисляемостью;
- 5) жаропрочностью, т. е. достаточной механической прочностью при высоких температурах;
- 6) постоянством линейных размеров;
- 7) хорошей обрабатываемостью материала (свариваемостью, пластичностью и др.).

Основные данные о материалах, применяемых для нагревательных элементов, производимых в СССР, приведены в табл. 30. Двойные сплавы, состоящие из никеля и хрома (нихромы) — весьма жаростойки вследствие чрезвычайно прочной защитной пленки из Cr_2O_3 , образующейся на поверхности нагревателей. Они также отличаются хорошими механическими и электрическими свойствами. Дороговизна и дефицитность нихромов вызвала появление более дешевых тройных сплавов, в которых значительная доля никеля заменена железом и введены алюминий, титан и другие металлы (жаропрочные стали и фехраль). Железохром-алюминиевые сплавы с высоким содержанием хрома, модифицированные небольшими количествами щелочноземельных металлов, были разработаны в СССР и в настоящее время успешно заменяют нихромы при среднетемпературном нагреве (стали ЭИ595 и

Характеристика материалов д

Материал	Химический состав, %
Нихром Х20Н80 (ЭХН80)	20—23 Cr, 75—78 Ni, <1,5 Fe, <0,15 C
Нихром Х20Н80Т3	19—23 Cr, 69—75 Ni, 2—2,9 Ti, 0,4—1,1 Al, <2,5 Fe, 0,5 Mn
Нихром Х15Н60 (ЭХН60)	15—18 Cr, 55—61 Ni, 22—27 Fe, <0,15 C
Сталь Х25Н20С2 (ЭИ283)	23—27 Cr, 17—20 Ni, 2—3 Si, 50—53 Fe
Сталь Х23Н18 (ЭИ417)	22—25 Cr, 17—20 Ni, 53—57 Fe
Сталь ЭИ595 (сплав модифицирован)	21,5—23,5 Cr, 4,3—4,8 Al, <0,05 C
Сталь ЭИ626 (сплав модифицирован)	—
Фехраль Х131-04 (ЭИ60)	12—15 Cr, 3,5—5,5 Al, 80—83 Fe, <0,15 C
Платина	Pt
Вольфрам	W
Глобар или силит	Карборунд (SiC)
Графит	C
Уголь	C
Криптол	C
Дисилицид молибдена	MoSi_2

ЭИ626). Для низкотемпературного нагрева успешно применяют фехраль Х13Ю4. Недостаток железохромоалюминиевых сплавов — их повышенная хрупкость, меньшая механическая прочность и склонность к росту.

Чистые металлы — платина, молибден и вольфрам — применяются в качестве нагревателей ограниченно, главным образом для лабораторных печей сопротивления. Это объясняется высокой стоимостью этих металлов и особыми условиями, необходимыми для их устойчивой работы. Для платины должно быть исключено ее науглероживание восстановительными реагентами. Молибден и вольфрам могут работать или в вакууме, или в защитной атмосфере из водорода.

Из неметаллических нагревателей наибольшее промышленное значение имеют силит и глобар (карборунд), изготавливаемые в виде

Т а б л и ц а 30

нагревательных элементов

Рекомендуемая температура, °С		Максимально допустимая температура, °С		Удельное электрическое сопротивление при t , °С, ρ , Ом·мм ² /м
непрерывный режим работы	прерывистый режим работы	непрерывный режим работы	прерывистый режим работы	
1050	1000	1150	1100	$(1,07-1,12)+8,5 \cdot 10^{-5}t$
1100	1050	1200	1150	$1,27+4 \cdot 10^{-5}t$
950	900	1050	1000	$(1,09-1,12)+14 \cdot 10^{-5}t$
850	800	1000	950	$0,92+38 \cdot 10^{-5}t$
850	800	1000	950	$0,9+40 \cdot 10^{-5}t$
1050	1000	1200	1150	$1,4+5 \cdot 10^{-5}t$
1150	1100	1300	1250	$1,4+5 \cdot 10^{-5}t$
750	650	900	800	$1,26+6 \cdot 10^{-5}t$
1300	1200	1400	1300	$0,98+3,86 \cdot 10^{-3} -$ $- 5,68 \cdot 10^{-5}t$
—	—	3000	—	$2,6 \cdot 10^{-3}t +$ $+1,74 \cdot 10^{-5}t^2$
1250	1200	1450	1400	800—1900
—	—	3000	2000	8—13
—	—	3000	2000	40—60
1400	—	1800	—	600—2000
—	—	1700	—	0,2—0,4

стержней. Для лабораторных печей применяют криптол, представляющий собой смесь кусков измельченных угольных и графитовых электродов, нефтяного кокса и иногда карборунда размером частиц 3—5 мм. Неметаллические нагреватели позволяют проводить высокотемпературный нагрев, достигающий 2000° С и выше. Однако хрупкость, быстрое окисление и сложность контактных соединений ограничивают промышленное применение неметаллических нагревателей.

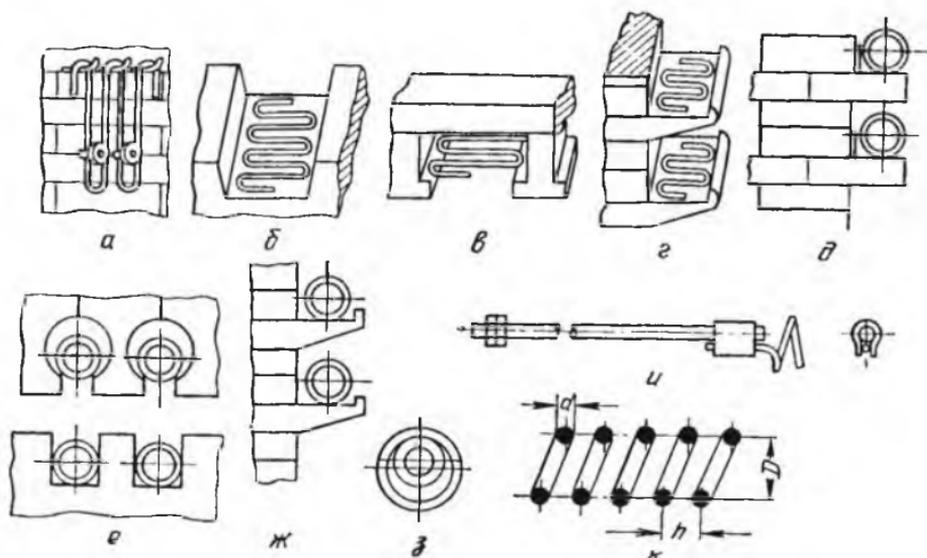


Рис. 170. Металлические проволочные нагреватели:

а — проволочный зигзагообразный нагреватель на металлических крючках на боковой стенке; б — то же, в подду; в — то же, в своде; г — то же, на керамических полочках; д — проволочная спираль на выступающих кирпичях боковой стены с привязкой к крючкам; е и ж — то же, на керамических полочках; з — проволочная спираль на керамической трубке; и — вывод проволочного нагревателя; к — размеры спирали

Металлические нагревательные элементы печей сопротивления изготавливают из проволоки или ленты. Выпускаемые в СССР изделия из жаростойких сплавов имеют следующие размеры: проволока — диаметр 0,01—14 мм, лента — толщину 0,2—3,2 мм при ширине 6—100 мм. Для промышленных печей чаще всего применяют проволоку диаметром 3—10 мм и ленту толщиной не менее 1—2 мм при ширине не менее 10—20 мм.

Проволоку для компактности и удобства ее размещения в рабочем пространстве печей сворачивают в форме зигзагов или спиралей, укрепленных на внутренних поверхностях футеровки.

На рис. 170 показаны различные формы проволочных нагревателей и способы их размещения на футеровке. Для проволоки диаметром $d = 3 \div 7$ мм при спиральной форме нагревателя рекомендуется соблюдать следующие соотношения: для нихрома шаг

спирали $h \geq 2d$, диаметр спирали $D = (6 \div 8) d$; для железохромальюминиевых сплавов $D = (4 \div 6) d$.

В последнее время большое распространение получили проволочные нагреватели в виде зигзагов, а также спиральные нагреватели на керамических трубках из-за хорошей их теплоотдачи и длительной устойчивой работы. Для печей с принудительной циркуляцией газов размещение нагревателей должно обеспечить всестороннее их омывание циркулирующими газами.

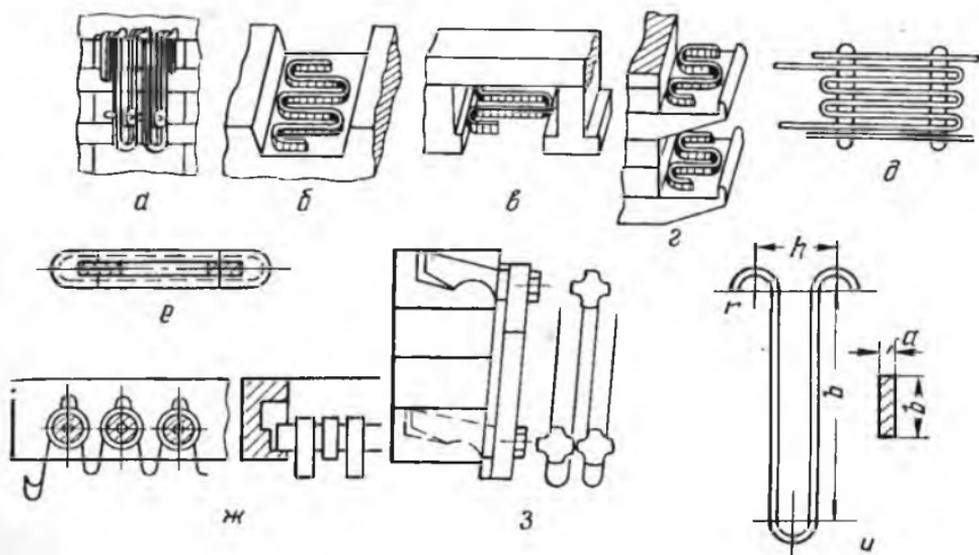


Рис. 171. Металлические ленточные нагреватели:

а — ленточные зигзагообразные нагреватели на боковой стенке на металлических крючках; *б* — то же, в поду; *в* — то же, в своде; *г* — то же, на керамических полочках; *д* — выемный высокотемпературный рамочный элемент; *е* — низкотемпературный рамочный элемент; *ж* — нагреватель «плоская волна» на керамических трубках; *з* — ленточный зигзагообразный на выемных керамических крючках; *и* — размеры ленты

Ленточные нагреватели обычно сгибают в форму зигзагов, располагающихся на внутренней поверхности футеровки и укрепляемых на металлических или керамических крючках (рис. 171). Для достижения необходимой компактности и прочности нагревателя при ограниченном самоэкранировании рекомендуется соблюдать следующие размерные соотношения: отношение ширины ленты к толщине $b/a = 5 \div 20$, лучше всего 10; шаг зигзага $h \geq 1,8d$, радиус закругления ленты $r \geq 3a$. До 1000°C высота зигзага b_1 для стен составляет от 150 до 600 мм при установке на каждые 200 мм высоты одного разделителя ленты, для свода и пода b_1 не более 250 мм. При температуре нагревателя выше 1100°C рекомендуется применять ленточный нагреватель в форме «плоская волна» на керамических трубках при $b_1 = 75 \div 150 \text{ мм}$. Для преобразования большой мощности иногда применяют штам-

пованные и литые нагреватели профилированной формы, изготавливаемые в виде отдельных секций.

В муфельных и трубчатых печах проволочные и ленточные нагреватели наматывают непосредственно на керамический муфель или трубу по специальным пазам, устроенным на поверхности керамики, или по гладкой поверхности с последующим нанесением слоя огнеупорной замазки.

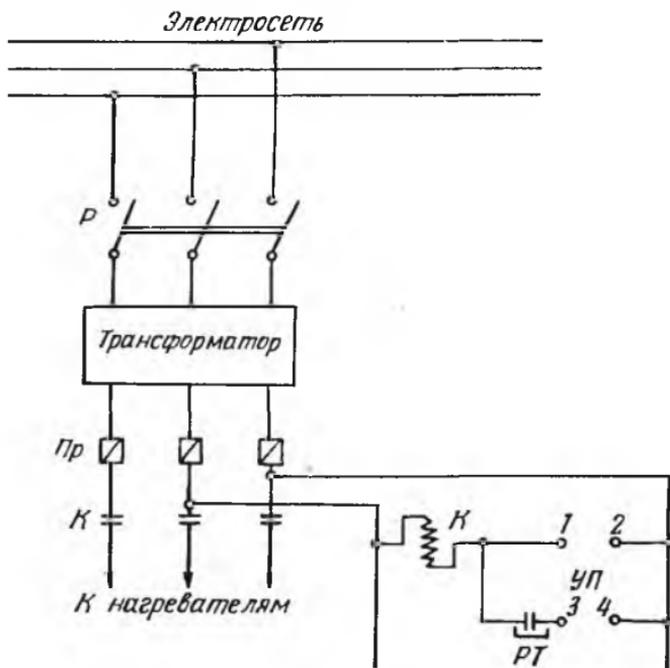


Рис. 172. Схема питания электроэнергией печей сопротивления

Для нагрева сопротивлением растворов и расплавов применяют трубчатые иммерсионные нагреватели, состоящие из наружной защитной стальной трубки, внутри которой помещают нихромовую спираль, изолированную от трубки огнеупорной массой. Трубчатые нагреватели погружают в нагреваемую жидкость, что улучшает условия теплоотдачи.

Неметаллические нагревательные элементы применяют для высокотемпературного нагрева в виде стержней диаметром 6—30 мм и труб диаметром 100—150 мм при их длине 200—2000 мм. Каждый стержень или трубу подсоединяют к электросети самостоятельно через специальные зажимные контакты, располагающиеся на утолщенных концах стержней, выходящих на наружную поверхность печей. Не рекомендуется подсоединять стержни последовательно вследствие различного их старения и износа. При правильном выборе размеров и конструкции нагревателей

и нормальной их эксплуатации срок службы их достигает: для металлических нагревателей 6000—12 000 ч и для неметаллических нагревателей 1000—2000 ч.

Нагревательные элементы печей сопротивления питаются электрической энергией по схеме рис. 172. Электроэнергия из электросети через рубильник P поступает на трансформатор, имеющий назначение понижать и регулировать вторичное (рабочее) напряжение, подаваемое к нагревателям, через предохранители Pr и линейный контактор K . Контактор K может включаться вручную замыканием контактов 1 и 2 универсальным переключателем $УП$. При этом ток проходит по катушке контактора K , в результате чего контактор срабатывает и нагреватели включаются под вторичное напряжение. Контактор K может включаться также и автоматически с помощью реле терморегулятора $РТ$. Для перевода схемы на автоматику необходимо разомкнуть контакты 1 и 2 и замкнуть при помощи $УП$ контакты 3 и 4. Регулятор температуры $РТ$ будет включать нагреватели при понижении температуры ниже заданного уровня и выключать их в случае, если температура будет превышать заданную.

Кроме указанного метода регулирования температуры периодическим включением и отключением нагревательных элементов, широко применяют регулирование температуры и преобразуемой мощности изменением величины вторичного напряжения и схемы включения нагревателей.

Из большого числа применяемых на практике схем регулирования рабочего напряжения и мощности печей сопротивления рассмотрим только некоторые, приведенные на рис. 173. Вторичное напряжение U_2 , подаваемое на нагревательные элементы, регулируются: 1) скачкообразно трансформатором, имеющим в первичной обмотке секции, отключаемые ступенчатым переключателем (рис. 173, а); 2) плавно автотрансформатором-вариатором перемещением скользящего контакта по обмотке (рис. 173, б); 3) плавно дросселем насыщения, индуктивное сопротивление которого меняется при изменении величины постоянного тока в подмагничивающей обмотке (рис. 173, в) с помощью реостата r . Плавное регулирование преобразуемой мощности легко достигается сочетанием трансформатора со ступенями напряжения с регулятором напряжения, который рассчитывают на регулирование лишь в пределах одной ступени трансформатора. В этом случае регулятор напряжения включают в цепь первичной обмотки трансформатора, т. е. со стороны высокого напряжения.

Если нагревательные элементы в печи сопротивления можно сгруппировать в несколько секций, то мощность можно регулировать изменением схемы соединения и включения этих секций. На рис. 173, г показана схема регулирования мощности переключения трех секций нагревателей R по вариантам «треугольник» и «звезда» в трехфазной электросети. При включении трехполюс-

ного рубильника к левым контактам нагревателя R включаются по схеме «треугольником» и потребляемая мощность составляет 100%. При переключении рубильника на правые контакты нагреватели включаются по схеме «звезда» и потребляемая мощность снижается до 33%. Рабочее напряжение печей сопротивления обычно находится в пределах 220—380 в и очень редко повы-

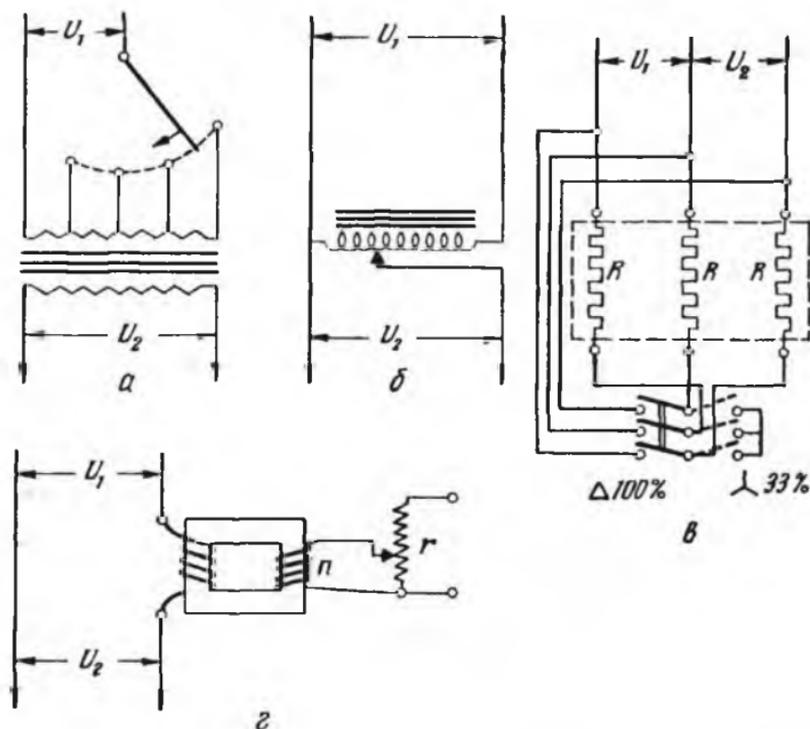


Рис. 173. Схемы регулирования рабочего напряжения и мощности для печей сопротивления:

а — трансформатор со ступенями напряжения; *б* — автотрансформатор с плавным регулированием напряжения — вариатор; *в* — регулирование напряжения дросселем насыщения; *г* — регулирование мощности переключением нагревателей с «треугольника» на «звезду»

шается до 500 в. Иногда приходится работать на пониженном до 30—100 в напряжении с применением штампованных, литых или неметаллических сопротивлений большого сечения.

Так как всякая трансформация и регулирование напряжения связаны с потерями электроэнергии и снижением электрического к. п. д. установки, следует всегда стремиться по мере возможности включать нагреватели прямо в заводскую сеть 220/380 в без дополнительных трансформирующих и регулирующих устройств. Однако в тех случаях, где безусловно необходимо регулировать температуру нагрева или мощность печей, в схеме питания энергией обязательно должны иметься средства регулирования, обес-

печивающие необходимый режим регулирования при минимальных потерях энергии в преобразующей системе. Понижающие и регулирующие устройства обычно всегда имеются при неметаллических нагревателях, при металлических нагревателях большого сечения и при системе прямого нагрева. При мощности печей до 20—30 *кв*а печи обычно делают однофазными, при большей мощности — трехфазными во избежание неравномерной нагрузки фаз.

В общем электрическое оборудование печей сопротивления состоит из силового оборудования, аппаратуры управления и измерительной аппаратуры, включающей электроизмерительные и пирометрические приборы. Силовое оборудование состоит из печных трансформаторов и автотрансформаторов для понижения и регулирования напряжения, электродвигателей для различных механизмов и силовой коммутационной аппаратуры. Для печей сопротивления обычно применяют трансформаторы и автотрансформаторы сухие, электродвигатели асинхронные короткозамкнутые, коммутационную аппаратуру — рубильники, контакторы, магнитные пускатели, защитную — плавкие предохранители. Аппаратура управления состоит из кнопок управления, универсальных переключателей, контроллеров, токовых реле и реле времени, конечных выключателей и т. п. Измерительная аппаратура включает амперметры, вольтметры, счетчики, трансформаторы тока и напряжения, пирометрические приборы, все преимущественно в виде щитовых приборов.

Расчет нагревательных элементов состоит в определении материала, формы и основных размеров — сечения и длины. Материал нагревателя выбирают в зависимости от требуемой температуры в рабочем пространстве печей. При выборе материала нагревателя следует учитывать, что температура нагревателя должна быть на 100—200 *град* выше, чем конечная температура перерабатываемых в печи материалов. Для длительной и надежной работы нагревателей следует материал для них выбирать по величине рекомендуемой температуры, а значение максимально допустимой температуры использовать только для возможных кратковременных периодов работы нагревателя. Форма нагревателей зависит в основном от величины преобразуемой мощности и условий тепловой работы нагревателей. Для малых мощностей чаще применяют проволочные нагреватели, для больших — ленточные. Зачастую окончательно форму нагревателей выбирают только после определения основных размеров.

Для получения расчетных формул для определения размеров нагревательных элементов используем выведенное ранее на основе теории электронагрева сопротивлением уравнение (205):

$$Pq = \frac{10^5 \rho P_{\text{пр}}^2}{U^2 \omega},$$

где Π — периметр нагревателя, мм;
 q — поперечное сечение нагревателя, мм²;
 ρ — удельное сопротивление материала нагревателя при его рабочей температуре, ом·мм²/м;
 $P_{\text{пр}}$ — мощность, преобразуемая в рассчитываемом нагревателе, квт;
 U — напряжение, на которое включается нагреватель, в;
 ω — удельная поверхностная мощность нагревателя, вт/см².
 Для вывода формул примем также еще дополнительные обозначения:

d — диаметр круглого нагревателя, мм;
 a и b — толщина и ширина ленточного нагревателя, мм.

Для нагревателей, имеющих форму проволоки или круглых стержней,

$$\Pi = \pi d \text{ мм и } q = \frac{\pi d^2}{4} \text{ мм}^2.$$

Подставляя эти значения в уравнение (205), получим формулу для определения диаметра нагревателя:

$$d = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot 10^5 \rho P_{\text{пр}}^2}{\pi^2 U^2 \omega}} \text{ мм. (244)}$$

Для ленточных нагревателей при отношении сторон $\frac{b}{a} = m$

$$\Pi = 2a(m + 1) \text{ мм};$$

$$q = ma^2 \text{ мм}^2$$

и после подстановки этих значений в уравнение (205) получим формулу для определения толщины ленты:

$$a = \sqrt[3]{\frac{10^5 \rho P_{\text{пр}}^2}{2m(m + 1) U^2 \omega}} \text{ мм. (245)}$$

При выводе уравнения (205) было показано, что длина нагревателя L , м, определяется выражением

$$L = \frac{U^2 q}{10^3 P_{\text{пр}} \rho}.$$

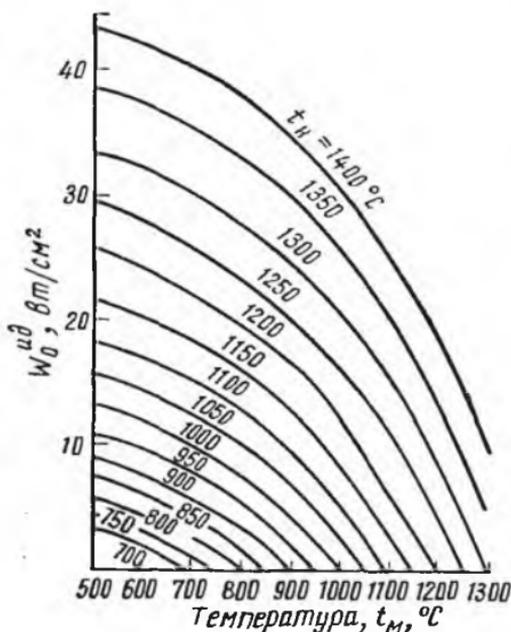


Рис. 174. Кривые удельной поверхностной мощности идеального абсолютно черного нагревателя

Подставляя в это выражение значение q для круглого и ленточного нагревателей, получим формулы для расчета величины L , m . Для круглого нагревателя

$$L = \frac{10^{-3}U^2\pi d^2}{4P_{\text{пр}}\rho} \text{ м.} \quad (246)$$

Для ленточного нагревателя

$$L = \frac{10^{-3}U^2ma^2}{P_{\text{пр}}\rho} \text{ м.} \quad (247)$$

Формулы (244—247) могут быть использованы для расчета размеров нагревательных элементов, если известна величина ω , вт/см^2 , которая находится из условий теплообмена.

Для печей сопротивления, работающих при температуре выше 700°C , энергия, отдаваемая нагревательными элементами, может быть рассчитана на основании формул теплоотдачи излучением (98 и 99) для случая, когда одна поверхность полностью охватывает другую и обе поверхности приблизительно одинаковы:

$$\omega = 10^{-4}\epsilon_{\text{п}}C_0\varphi_{\text{обл}} \left[\left(\frac{T_{\text{н}}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{\text{м}}}{100} \right)^4 \right] \text{ вт/см}^2, \quad (248)$$

где $\epsilon_{\text{п}} = \frac{1}{\frac{1}{\epsilon_{\text{н}}} + \frac{1}{\epsilon_{\text{м}}} - 1}$ — приведенная степень черноты,

определяемая в зависимости от степени черноты нагревателя $\epsilon_{\text{н}}$ и нагреваемого материала $\epsilon_{\text{м}}$;

C_0 — коэффициент лучеиспускания абсолютно черного тела, $C_0 = 5,67 \text{ вт/(м}^2 \cdot \text{°K}^4)$;

$\varphi_{\text{обл}}$ — угловой коэффициент, для рассматриваемого случая равный 1;

$T_{\text{н}}$ и $T_{\text{м}}$ — температуры нагревателя и материала, $^\circ\text{K}$.

Если принять, что нагреватель и материал обладают свойствами абсолютно черного тела, $\epsilon_{\text{н}} = \epsilon_{\text{м}} = 1$, и вся энергия с нагревателя полностью передается на нагреваемый материал, то с помощью формулы (248) можно рассчитать величину ω для идеального абсолютно черного нагревателя ($\omega_0^{\text{ид}}$, вт/см^2) (рисунк 174).

Для реальных нагревателей значение допустимой удельной мощности ω находится из выражения

$$\omega = \epsilon_{\text{п}}\alpha_{\text{эф}}\omega_0^{\text{ид}}, \quad (249)$$

где $\epsilon_{\text{п}}$ — приведенная степень черноты, вычисляемая по действительным значениям $\epsilon_{\text{н}}$ и $\epsilon_{\text{м}}$;

$\alpha_{\text{эф}} = \frac{\omega}{\omega_0^{\text{ид}}}$ — коэффициент эффективности нагревателя, учитывающий реальные условия его теплоотдачи.

Рекомендуемые значения $\alpha_{эф}$ при потерях мощности через футеровку 25% от мощности $P_{пр}$

Тип нагревателя	Материал нагреваемых изделий			
	сталь, $\epsilon_M = 0,8$	медь, $\epsilon_M = 0,7$	сталь в за- щитной атмо- сфере, $\epsilon_M = 0,45$	алюминий, $\epsilon_M = 0,3$
Ленточный зигзагооб- разный	0,46	0,47	0,51	0,54
Плоский ленточный или литой	0,7	0,72	0,75	0,78
Ленточный зигзаг в пазу	0,44	0,45	0,48	0,5
Ленточный зигзаг на по- лочке	0,41	0,42	0,47	0,5
Проволочный зигзагооб- разный или стержневой	0,6	0,62	0,65	0,68
Проволочная спираль открытая и на трубках	0,46	0,47	0,49	0,5
Проволочная спираль в пазу	0,31	0,32	0,34	0,35
Проволочная спираль на полочке	0,39	0,4	0,44	0,47

Значение $\alpha_{эф}$ находим с помощью табл. 31, составленной А. Д. Свенчанским и Н. М. Некрасовой, на основании анализа реальных условий теплоотдачи излучением для различных нагревательных элементов.

При расчете карборундовых нагревательных элементов длину их выбирают равной ширине печи. Диаметр стержней и их число определяются по данным заводов-изготовителей и допустимой удельной мощности ω , которую выбирают в зависимости от температуры материала по следующим данным:

Температура печи, °С	1150	1225	1275	1325	1375
Допускаемое значение ω , $вт/см^2$	21	18	14	10	5

При расчете угольных и графитовых нагревателей удельная поверхностная мощность не ограничивается по условиям теплоотдачи, так как нагреватели могут без разрушения нагреваться до весьма высокой температуры.

Расчет нагревательных элементов, работающих с отдачей тепла преимущественно конвекцией (электрокалориферы и печи с принудительной циркуляцией газов), проводят также по формулам (244—247), но допустимую поверхностную мощность ω , $вт/см^2$, выбирают по графикам, в основу которых положена теплоотдача конвекцией¹.

¹ См., например, Свенчанский А. Д. Электрические промышленные печи. Госэнергоиздат, 1958.

После расчета нагревательных элементов необходимо их разместить конструктивно на поверхности футеровки печей. Если при этом возникнут затруднения и нагревательные элементы не разместятся в рабочей камере печи, необходимо их перерассчитать, заменив материал нагревателя более жаростойким, допускающим большее значение ω , или снизив рабочее напряжение. При этом следует учитывать, что экономия материала нагревателя достигается при более высоком рабочем напряжении, делении мощности нагревателей на несколько параллельных ветвей, применении более жаростойких нагревателей, замене проволочных нагревателей ленточными. Более простое размещение нагревателя в печах получается при уменьшении рабочего напряжения, при увеличении мощности отдельных ветвей, при высококачественном материале нагревателя с большим удельным сопротивлением, при проволочных типах нагревателей.

2. Электродные устройства

Электродные устройства дуговых и рудно-термических электропечей состоят из собственно электрода, его подвески и токоподвода. Электроды бывают угольные, графитированные, самоспекающиеся и металлические (расходуемые и нерасходуемые), основные характеристики их приведены в табл. 32.

Т а б л и ц а 32

Характеристика электродов

Электроды	Диаметр электродов, мм	Длина одного электрода, мм	Удельное электросопротивление 10^8 , Ом.мм ² /м	Прочность на разрыв, кг/см ²	Относительная стойкость, %	Температура начала окисления, °С
Графитированные	75—500	1000—2000	9—14	50—85	100	600
Угольные	100—1200	1000—2500	40—70	30—70	35	400
Самоспекающиеся	500—4000	—	50—60	Сырые 4—6, обожженные 20—40	12	400
Металлические расходуемые (прессованные или литые из выплавляемого металла или сплава) и нерасходуемые из тугоплавких металлов — вольфрама и др.)	50—800	1000—3000	—	—	—	—

Угольные, графитированные и металлические расходуемые электроды применяют преимущественно для плавки и рафинирования металлов и промышленных сплавов. Для плавки рудного сырья и полупродуктов наибольшее применение находят самоспекающиеся электроды.

Угольные и графитированные электроды представляют обожженные твердые цилиндры длиной 1—2,5 м, изготовленные на специальных электродных заводах. Для увеличения длины этих электродов и наращивания их при обгорании рабочих концов отдельные электроды соединяют винтовыми ниппелями (рис. 175). Для улучшения контактов при соединении угольных электродов ниппели смазывают графитовой пастой.

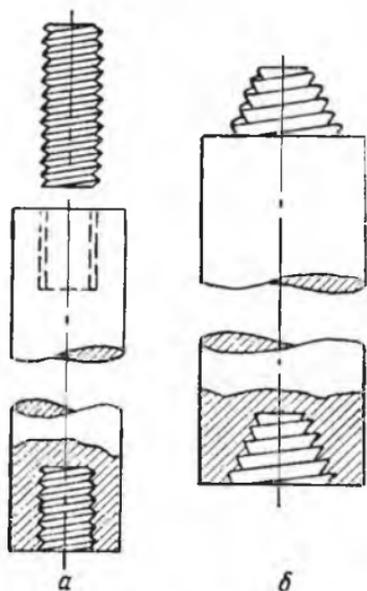


Рис. 175. Соединение угольных и графитированных электродов:

а — цилиндрический ниппель; б — конический ниппель

Самоспекающиеся электроды состоят из железного цилиндрического кожуха толщиной 1—2 мм, имеющего внутри радиально расположенные косынки, увеличивающие жесткость кожуха и улучшающие контакт его с электродной массой, заполняющей кожух. Самоспекающиеся электроды изготовляют прямо на металлургических заводах, приваривая новые секции кожуха к верхней части работающего электрода и заполняя приваренную секцию кожуха подогретой электродной массой. Электродная масса, заполняющая кожух электрода, уплотняется собственным весом и по мере опускания электрода и приближения его к рабочему пространству печи нагревается и спекается.

Процесс спекания электрода в основном заканчивается при температуре около 700° С к моменту прохода этой части электрода в рабочее пространство печи. Металлические расходуемые электроды применяют в дуговых вакуумных электропечах для выплавки высококачественных металлов и сплавов, не допускающих загрязнения углеродом и примесями. Электроды изготовляют отливкой или прессованием из металлов или сплавов, по составу близких к выплавляемым.

Электроды дуговых печей подвешивают с помощью электрододержателя (электродозажима), служащего для поддержания электрода и для подвода к нему тока. Электрододержатель представляет водоохлаждаемое металлическое кольцо, в котором электрод зажимается клиньями, болтами или упорными пружинами (рис. 176.) Электроды большого диаметра зажимают при помощи водоохлаждаемых медных щек, прижимаемых к электроду упорными бол-

тами и клиньями, или специальными зажимными устройствами. Электрододержатель закреплен на подвижной каретке, перемещающейся по вертикальной стойке, укрепленной на кожухе печи или непосредственно на подвижной телескопической Г-образной стойке (рис. 177). При диаметре электродов более 400—500 мм их подвешивают на цепях или тросах и блоках, закрепленных над печами.

Ранее применявшаяся схема подвески самоспекающегося электрода приведена на рис. 178, из которого видно, что кольцо ще-

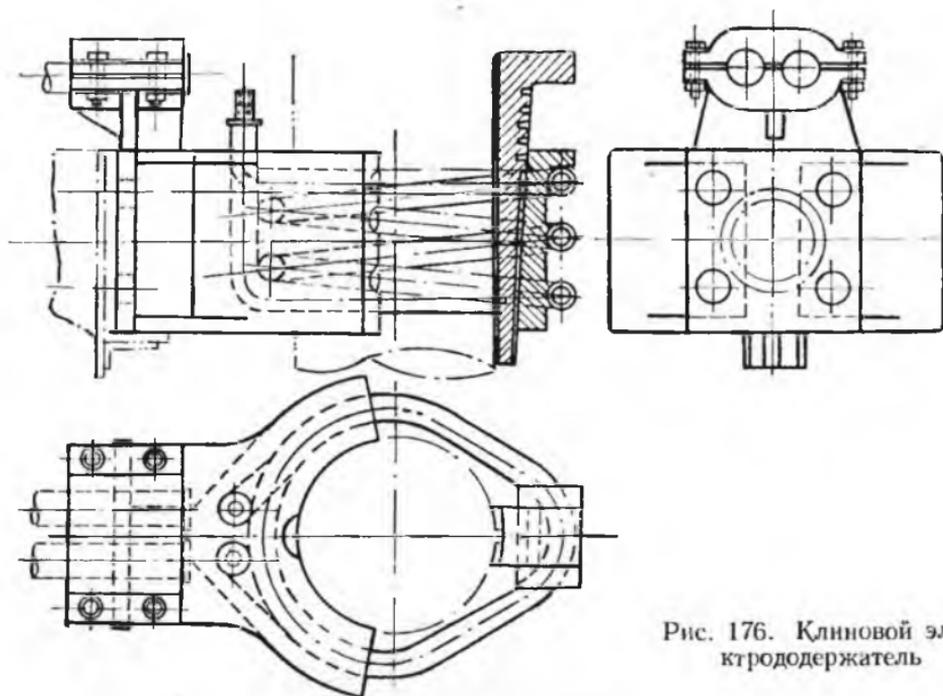


Рис. 176. Клиновой электрододержатель

кового электрододержателя при помощи тяг связано со стальным цилиндром — мантием, свободно охватывающим тело электрода и подвешенным с помощью системы блоков на цепях подъемной электрической лебедки. По мере сгорания электрода электрододержатель с мантием приближается к своду печи, вследствие чего становится необходимым переместить электрод относительно электродозажима и мантия, что называется перепуском электродов. Перепуск самоспекающихся электродов по старой системе выполняли при помощи ленточного тормоза Висдома, состоящего из колодок с гибкой стальной лентой, привариваемой к кожуху электрода и удерживающей электрод на весу в момент ослабления затяжки электрододержателя. Тормозное устройство Висдома имеет ряд недостатков, главнейшие из которых: ухудшение контактов между щекami и электродом из-за приваренной ленты,

увеличенная высота здания, невозможность автоматизации перепуска электродов и др.

Новая манжетная система подвески и перепуска электродов без ленточных тормозов показана на рис. 179. В этой конструкции электрод зажимается двумя кольцами (зажимами или манжетами), из которых нижнее кольцо жестко крепится к мантилю, а верхнее

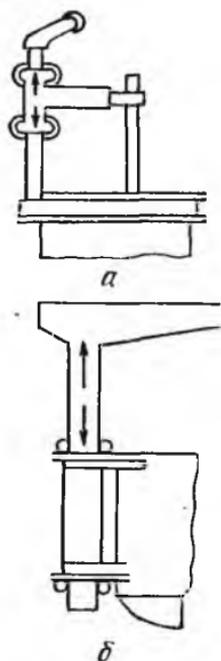


Рис. 177. Подвеска угольных электродов на вертикальной Г-образной стойке:

а — с передвижной тележкой; *б* — с подвижной стойкой

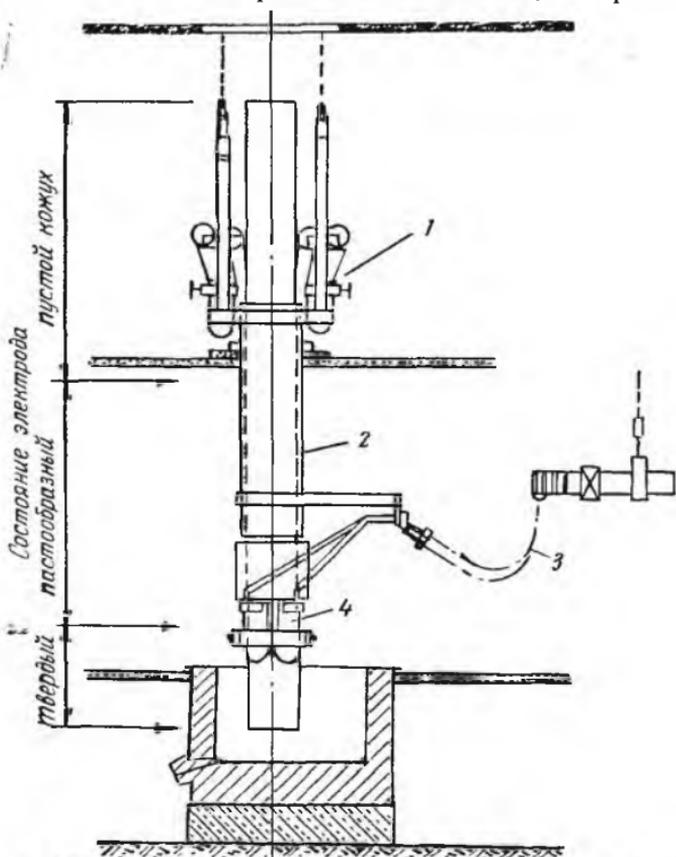


Рис. 178. Подвеска самоспекающихся электродов на цепях или тросах:

1 — тормоз Висдома; *2* — мантиль; *3* — шинопровод; *4* — электрододержатель

свободно надето на кожух электрода. В кольца вмонтировано по шесть пружинно-гидравлических цилиндров, которые прижимают щеки к электроду в зависимости от давления масла, поступающего в цилиндры. На нижнем кольце (манжете) имеются вертикальные гидравлические цилиндры для подъема электрода (обратный перепуск). Нормально электрод зажат в верхнем и нижнем кольцах с помощью пружин, а также в контактных щеках электрододержателя. При перепуске электрода вначале ослабляются щеки нижнего кольца и электродозажима и электрод под влиянием соб-

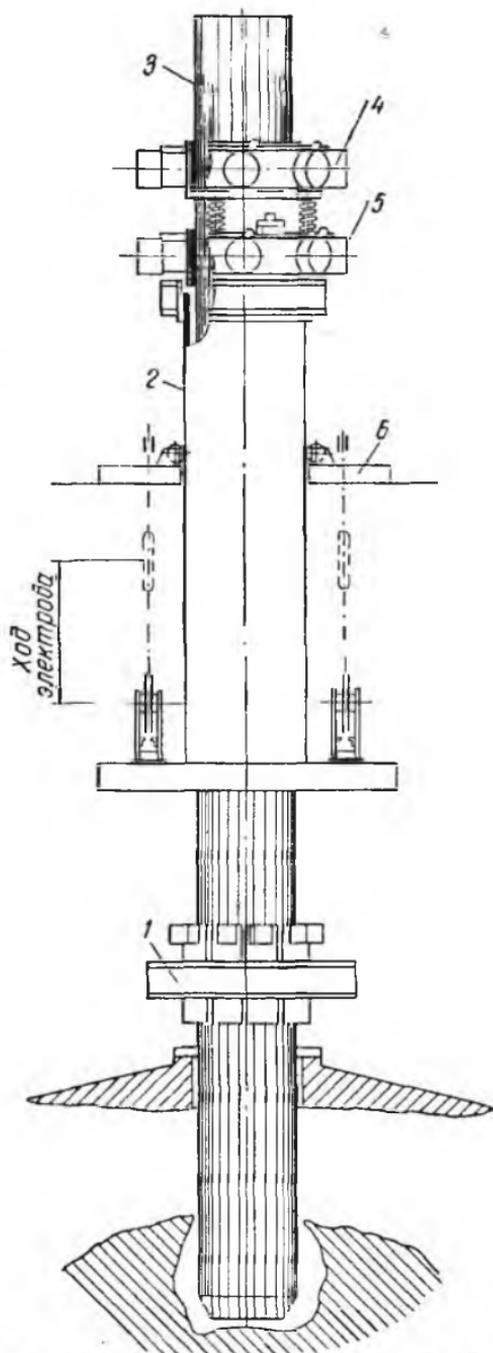


Рис. 179. Манжетная система подвески и перепуска электродов:

1 — пружинный зажим контактных щек электрода; 2 — манжета; 3 — электрод; 4 — подвижный зажим; 5 — стационарный зажим, прикрепленный к верхней раме манжеты; 6 — рама лебедки

ственного веса скользит сквозь них и мантель до посадки верхнего кольца на упоры нижнего. После этого зажимают щеки нижнего кольца и отпускают щеки верхнего кольца, которое под действием вертикальных пружин перемещается по электроду вверх, где вновь зажимает электрод. В заключение зажимаются щеки электродозажима, на чем и заканчивается операция перепуска, обеспечивающая перемещение электрода относительно манжет и электродозажима примерно на 100 мм.

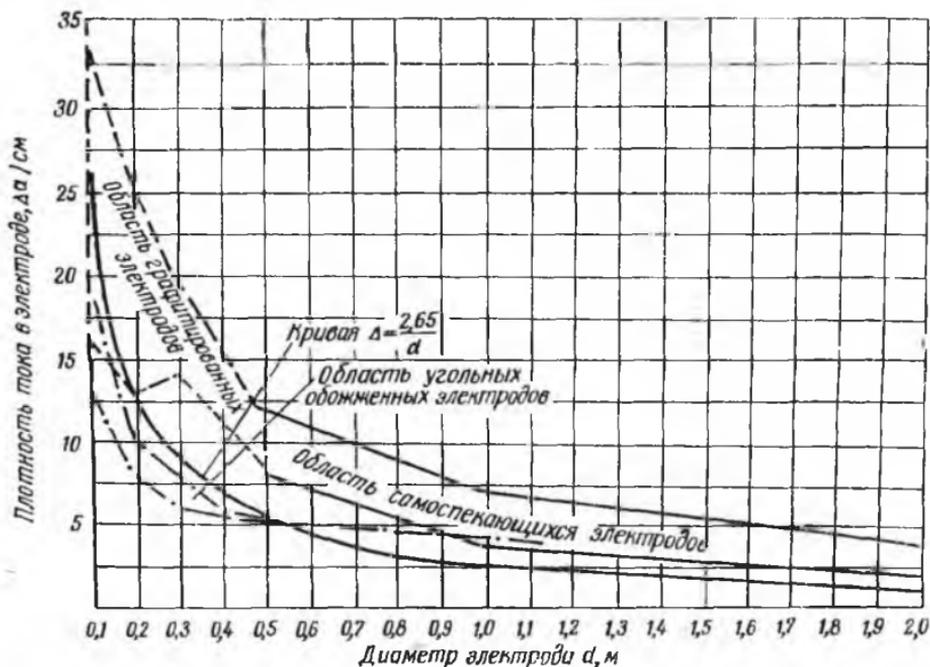


Рис. 180. Зависимость допустимой плотности тока от диаметра электрода

Перепуск электродов и при старой системе с тормозами Висдома, и при новой манжетной системе можно проводить без отключения электропечей. В последнее время для перемещения электродов стали применять гидравлические подъемники, обеспечивающие более плавное регулирование положения электродов, чем электролебедки, при меньшей высоте зданий и отсутствии цепей и тросов. Гидроподъемники хорошо komponуются с манжетным устройством для подвески и перепуска электродов. Перепуск угольных и графитированных электродов осуществляют с помощью мостовых кранов или тельферов, удерживающих электроды при ослаблении зажимов. Для токоподвода к электрододержателю используют водоохлаждаемые медные трубы и гибкие медные шины, соединяющие электрододержатель со вторичной обмоткой печного трансформатора.

Размеры электродов определяют следующим путем.

Длину определяют конструктивно по высоте рабочего пространства печей и необходимой высоте надсводового пространства, зависящей от типа электродов, системы их подвески, а также от системы загрузки и обслуживания печей. Диаметр электродов d принято определять по допустимой плотности тока по формуле

$$d = 0,01 \sqrt{\frac{4I}{\pi\Delta}} \text{ м,} \quad (250)$$

где I — сила тока, проходящего по электроду, а;

Δ — допустимая плотность тока в электроде, а/см^2 , можно выбирать по рис. 180, на котором нанесены данные заводской практики и теоретическая кривая, построенная по формуле (132).

Электродные устройства дуговых и рудно-термических электропечей питаются электрической энергией от специальных печных трансформаторов, располагаемых в непосредственной близости от печей с целью уменьшения потерь энергии в короткой сети. Особенности питания дуговых печей: значительная потребляемая ими мощность, измеряемая тысячами киловатт, и частые короткие замыкания, происходящие при соприкосновении электродов между собой или со слоем металла или штейна. Принципиальная схема электрического питания дуговых печей показана на рис. 181. Печной трансформатор со стороны высокого напряжения питается от сети трехфазного переменного тока с напряжением от 6000 до 38 000 в. Через воздушный разъединитель и главный масляный выключатель напряжение подается на дроссель, представляющий основное индуктивное сопротивление цепи, смягчающее колебания силы тока и увеличивающее устойчивость горения дуги. При установившемся режиме работы печи дроссель можно отключать, шунтируя его специальным масляным выключателем. Печной трансформатор снижает напряжение до 100—900 в и обеспечивает регулирование мощности печи переключением первичной обмотки высокого напряжения на различные ступени напряжения или изменением схемы соединения первичных обмоток трансформатора со схемы «треугольник» на схему «звезда».

Печные трансформаторы бывают трехфазные и однофазные. Для чисто дугового нагрева обычно применяют трехфазные трансформаторы, для смешанного нагрева в последнее время стали применять однофазные трансформаторы. В трехфазных трансформаторах для дуговых печей, применяемых для плавки металлов (медь, никель, сталь), обмотку высокого напряжения соединяют по схеме «треугольник» с возможностью переключения на схему «звезда». Обмотку низкого напряжения трансформаторов отечественного производства соединяют по схеме «треугольник», а в трансформаторах зарубежного производства — по схеме «звезда». Переключение высоковольтной обмотки со схемы «треугольник» на схему «звезда» дает понижение вторичного напряже-

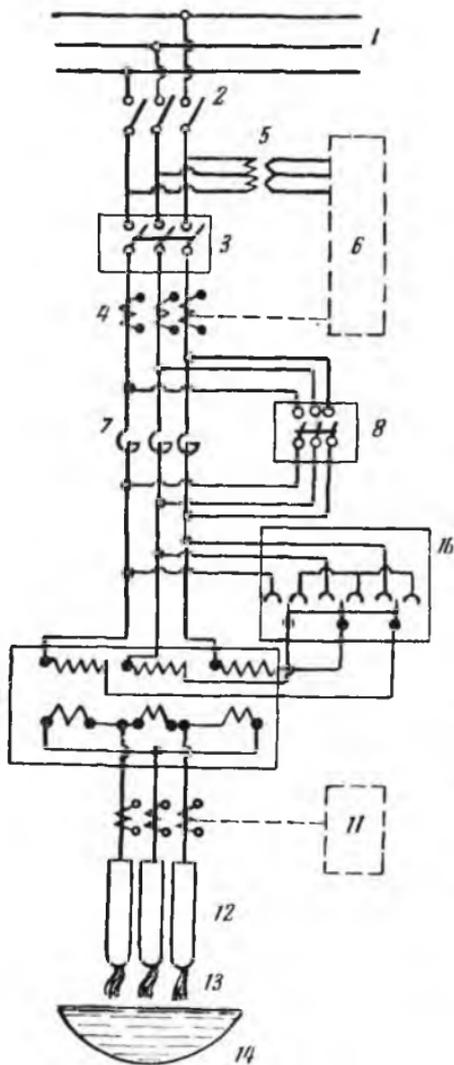


Рис. 181. Упрощенная схема электропитания дуговой трехфазной печи:

1 — высоковольтная сеть; 2 — воздушный разъединитель; 3 — главный масляный выключатель; 4 — трансформаторы тока; 5 — трансформаторы напряжения; 6 — измерительные приборы и защитные реле; 7 — дроссель; 8 — масляный выключатель для шунтирования дросселя; 9 — печной трансформатор; 10 — переключатель напряжения; 11 — измерительные приборы, защита и автоматическое регулирование электродов; 12 — электроды; 13 — дуги; 14 — ванна печи

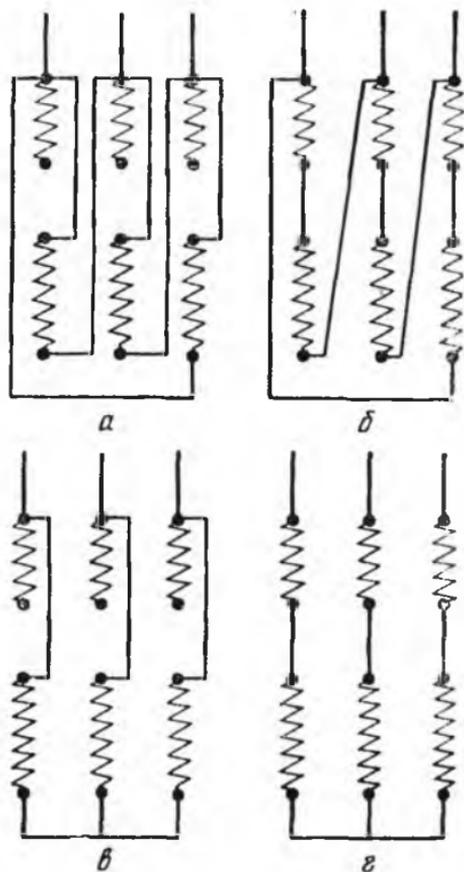


Рис. 182. Схемы соединений первичной обмотки трехфазного печного трансформатора:

а — частичный треугольник, $V_2 = 240$ в;
 б — полный треугольник, $V_2 = 160$ в;
 в — частичная звезда, $V_2 = 138$ в; г — полная звезда, $V_2 = 93$ в

ния в 1,73 раза с соответствующим снижением мощности при неизменной силе тока. Если необходимо получить дополнительные ступени напряжения, то от обмотки высокого напряжения делают ответвление необходимого числа витков. На рис. 182 приведены схемы соединения витков первичной обмотки трехфазного трансформатора, дающие возможность получить четыре ступени вторичного напряжения U_2 : 240—160—138—93 в. В трехфазных печах имеет значение симметричное расположение электродов и шин короткой сети, так как нарушение симметрии вызывает неравномерное распределение мощ-

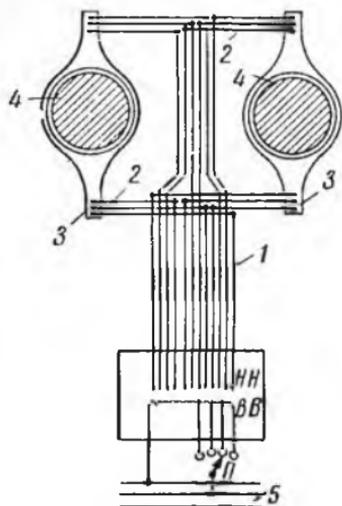


Рис. 183. Схема электропитания одной пары электродов шестиелектродной руднотермической печи с бифилярным расположением проводников и однофазным трансформатором:

ВВ—высоковольтная обмотка трансформатора; *НН*—низковольтная обмотка трансформатора (шесть параллельных секций); *П*—переключатель ступеней напряжения; *1*—пластины шинопакета; *2*—гибкие шлейфы; *3*—башмаки траверсы электродов; *4*—электрод; *5*—линия высокого напряжения

ности по отдельным фазам и появление так называемых резкой и тихих фаз. Поэтому при расположении электродов по прямой линии во избежание несимметричной нагрузки фаз более рационально применять однофазные трансформаторы, включенные на каждую пару электродов.

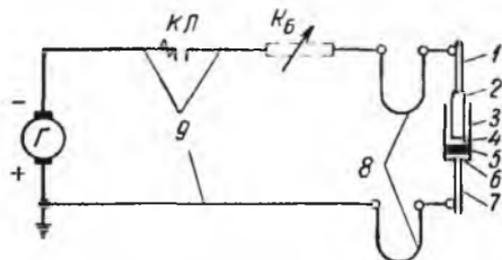


Рис. 184. Силовая цепь дуговой вакуумной печи:

1 — верхний шток; *2* — электрод; *3* — кристаллизатор; *4* — дуговой промежуток; *5* — слиток; *6* — поддон; *7* — нижний шток; *8* — гибкие кабели; *9* — шины; *Г* — элмашинный преобразователь; R_6 — балластное сопротивление; *КЛ* — контактор линейный

Для рудоплавильных печей, где имеется смешанный нагрев дугой и сопротивлением шлака и электроды располагаются по прямой линии, наиболее рациональная схема питания получается при однофазных трансформаторах с бифилярным расположением проводников (рис. 183), обеспечивающая равномерную нагрузку электродов и минимальное реактивное сопротивление (т. е. максимальный $\cos \varphi$).

В схеме электропитания дуговых и рудно-термических печей предусмотрена также измерительная и защитная аппаратура на высокой и низкой стороне, а также устройства для автоматиче-

ского управления электродами. Защитная аппаратура отключает схемы с помощью масляных выключателей при перегрузке и коротких замыканиях цепи при условии, если эта перегрузка не устраняется автоматическими регуляторами электродов более чем в течение 10—15 сек (время выдержки). Устройством для автоматического регулирования положения электродов оборудуют каждый электрод. Автоматический регулятор перемещает электроды вниз и вверх, поддерживая постоянную заданную силу тока и напряжение.

Расходуемые металлические электроды дуговых вакуумных печей обычно питаются постоянным током от низковольтных электромашинных преобразователей по схеме (рис. 184) при напряжении питания 24—100 в. Намечается также применение германиевых и кремниевых выпрямителей.

3. Индукторы и рабочие конденсаторы

В индукционных печах с железным сердечником индуктор расположен на железном сердечнике (рис. 185). Они образуют печной трансформатор, являющийся основным конструктивным элементом этого типа печей. Печные трансформаторы индукционных печей бывают стержневыми и броневыми, с разветвленным или неразветвленным магнитопроводом, одно- и многофазные, соединенные в трехфазные группы или по схеме Скотта (трехфазно-двухфазной). Для двух- и трехфазных печей (т. е. печей с двумя или тремя индукторами) применяют либо двух- и трехфазные трансформаторы, либо соответствующие группы однофазных трансформаторов. Второй вариант более распространен.

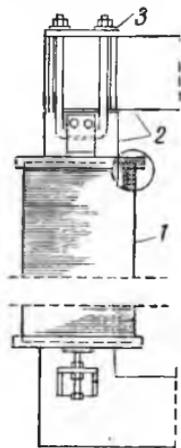


Рис. 185. Печной трансформатор индукционной печи с железным сердечником:

1—индуктор; 2—сердечник (магнитопровод); 3—крепление индуктора на сердечнике

Трансформаторы индукционных печей обычно оборудуют принудительным воздушным охлаждением, реже водяным. При воздушном охлаждении охлаждающий воздух нагнетается в полость подового камня печи, в которой помещен индуктор. При водяном охлаждении охлаждается только сам индуктор водой, циркулирующей по медным трубкам, из которых в этом случае выполнен индуктор. Печные трансформаторы по условиям взрывоопасности и воспламенения делают сухими (без масла).

Для изготовления индуктора (как и для силовых трансформаторов) применяют обычные обмоточные провода прямоугольного сечения или в случае водяного охлаждения медные трубки. Сред-

няя плотность тока в индукторе составляет: при воздушном охлаждении $2,5-4 \text{ а/мм}^2$, при водяном охлаждении $10-15 \text{ а/мм}^2$. Обмотка индуктора бывает одно- и двухслойная. При водяном охлаждении для уменьшения потерь в индукторе толщина активной стороны медной трубки, обращенной в сторону канала с металлом, должна быть не менее 15 мм , что достигается применением специальных профилей медной трубки напайкой медной полосы.

Витки индуктора изолируют теплостойкой изоляцией (асбестовая, стекловолокно и др.). Форма поперечного сечения индуктора, как правило, окружность, хотя иногда применяют прямоугольное сечение. Между индуктором и сердечником расположен изолирующий цилиндр из листового асбеста или бакелизированной бумаги. Магнитопроводы печных трансформаторов изготавливают из листовой трансформаторной стали. Сечение магнитопроводов квадратное или прямоугольное.

Индукторы печей с железным сердечником питаются обычно переменным током нормальной частоты 50 гц и низкого напряжения $220-500 \text{ в}$. Применяют две системы питания печей с железным сердечником: индивидуальную и групповую. При индивидуальном питании каждую печь оборудуют собственным ступенчатым понижающим трансформатором, а иногда и автотрансформатором для плавного регулирования мощности в различные периоды их работы. При групповом питании несколько печей подключают к одному общему понижающему трансформатору, обычно через индивидуальные автотрансформаторы. В обеих системах питания основные понижающие трансформаторы включаются в высоковольтную электросеть с напряжением 6 или 10 кв и дают на низкой стороне $220-500 \text{ в}$.

Индивидуальное питание более сложно и требует повышенных затрат на оборудование, но зато оно обеспечивает гибкое и плавное регулирование мощности печей при всевозможных режимах и большую надежность работы вследствие значительного резерва трансформаторов. Групповое питание позволяет применять мощные стандартные трансформаторы с повышенным к. п. д., но при выходе из строя этого трансформатора прекращается работа группы печей: $3-6$ агрегатов. В заводской практике чаще используют групповое питание печей, а индивидуальное находит применение при плавке нелатунных сплавов или для печей большой мощности.

Печи с железным сердечником бывают однофазные и трехфазные. В зависимости от этого и их понижающие трансформаторы выбирают однофазными или трехфазными. При однофазных трансформаторах их подключают равномерно по всем фазам трехфазной заводской электросети. Для повышения коэффициента мощности индукционных печей с железным сердечником применяют бумажно-масляные конденсаторы, включаемые параллельно с индуктором печи. На рис. 186 приведена электрическая схема пита-

ния однофазной индукционной печи с железным сердечником от группового трансформатора, но с индивидуальным автотрансформатором, позволяющим регулировать мощность печи. Схему включают во вторичную сеть группового трансформатора воздушным выключателем *ВВ*, автотрансформатор и печь — контактором *КТ*.

Индукторы индукционных печей без сердечника, кроме своего главного назначения — создавать переменное магнитное поле заданной напряженности, выполняют также еще одну важную функцию — они служат одним из элементов крепления, удерживающего тигель с металлом от смещения при наклоне печей. Индук-

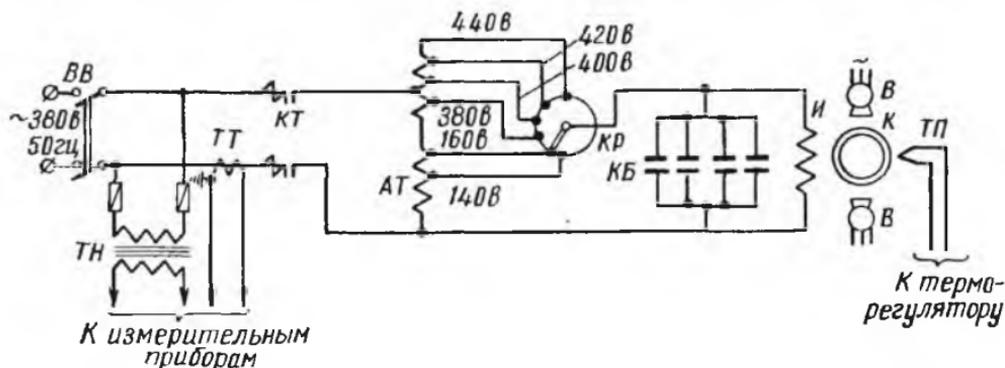


Рис. 186. Схема питания однофазной печи для плавки алюминия:

ВВ — воздушный выключатель; *КТ* — линейный контактор; *АТ* — автотрансформатор; *КР* — контроллер; *КБ* — конденсаторы печные; *И* — индуктор печи; *К* — канал; *ТП* — терморпара; *В* — вентилятор; *ТТ* — трансформатор тока; *ТН* — трансформатор напряжения

торы бессердечниковых печей представляют собой цилиндрическую спираль из полого медного проводника, внутри которого циркулирует охлаждающая вода (рис. 187). Чаще всего индуктор делают в виде однослойной катушки, хотя в некоторых случаях он может иметь и несколько слоев. Индукторы малых печей изготавливают из круглых трубок. В печах большой мощности применяют профилированные трубки овального или прямоугольного сечения. Средняя плотность тока в индукторе составляет до 20 а/мм².

Крепление индуктора осуществляется двумя способами:

1) каждый виток крепят независимо к изоляционным стойкам с помощью стержней, привариваемых с одной стороны к трубке витка, а с другой стороны удерживаемых у стойки гайкой (рис. 187);

2) все витки плотно зажимают между двумя плитами, стягиваемыми вертикальными брусками и болтами.

Охлаждение индуктора водяное, секционированное, с разделением индуктора на 2—3 параллельно питаемые секции.

Бессердечниковые печи питаются обычно переменным током повышенной частоты (150—10 000 гц и выше) при напряжении 375—

1500 в и выше. Для получения переменного тока указанной характеристики применяют дуговые генераторы высокой частоты, искровые генераторы высокой частоты, ламповые генераторы, машинные генераторы повышенной частоты, умножители частоты и ионные преобразователи. Наибольшее промышленное применение в настоящее время имеют машинные генераторы, позволяющие получать частоту до 10 000 гц, мощность 500—1000 квт и выше и имеющие к. п. д. в пределах 70—85%. Второе место по распространенности занимают ламповые генераторы мощностью от 1

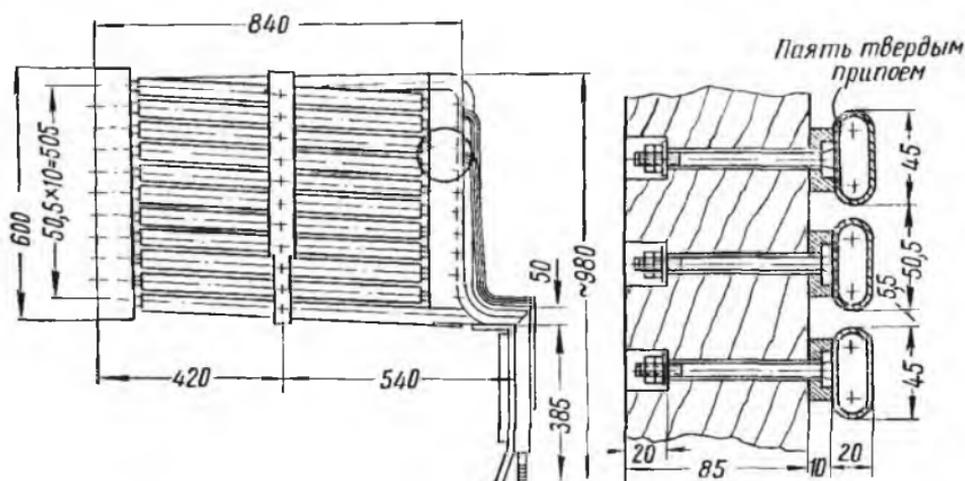


Рис. 187. Индуктор бессердечниковой индукционной плавильной печи мощностью 250 квт

до 200 квт, позволяющие получать частоту от 50 до 1000 кгц при к. п. д. 60—70%. Машинные генераторы применяют обычно для всех промышленных плавильных печей большой емкости, а ламповые генераторы устанавливают для печей емкостью до 50 кг и для нагрева тонких изделий и поверхностной закалки. Ламповые генераторы имеют большие габариты и повышенную стоимость и требуют более квалифицированного обслуживания.

В комплект электрооборудования бессердечниковых печей, кроме источника переменного тока высокой частоты, входят также: понижающие или повышающие трансформаторы, конденсаторные батареи, пусковая аппаратура, измерительные приборы и защитные устройства. В схемах с ламповыми генераторами иногда применяют повышающие трансформаторы, включаемые между заводской сетью и генератором. В нагревательных установках используют понижающие трансформаторы, включаемые между генератором и индуктором. В установках с частотой до 10 000 гц применяют бумажные конденсаторы, при более высокой частоте — керамические конденсаторы.

На рис. 188 приведена схема питания индукторов двух бессердечниковых печей от машинного преобразователя. Электродвигатель 2Д приводит в действие генератор 2Г, питающий обмотку возбуждения ОВГ генератора повышенной частоты 1Г, который приводится в действие электродвигателем 1Д. Переключателями 1П и 6П к генератору 1Г подключается батарея конденсаторов К и предназначенная для работы индукционная печь. Переключателями 2П и 3П или 4П и 5П переключают витки индуктора работающей печи с целью изменения напряжения и поддержания

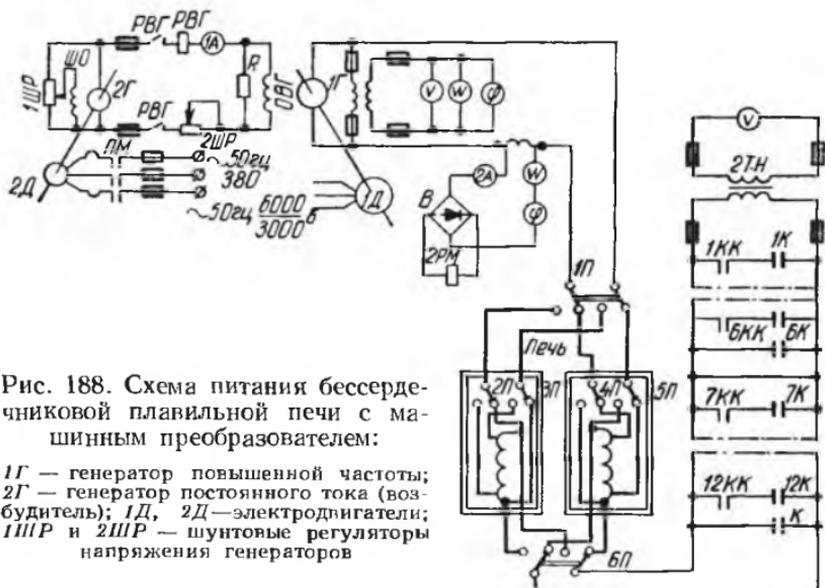


Рис. 188. Схема питания бессердечниковой плавильной печи с машинным преобразователем:

1Г — генератор повышенной частоты; 2Г — генератор постоянного тока (возбудитель); 1Д, 2Д — электродвигатели; 1ПР и 2ПР — шунтовые регуляторы напряжения генераторов

оптимальной мощности. С помощью контакторов 1КК—12КК подстраивают коэффициент мощности в цепи генератора. Контроль за электрическим режимом работы установки осуществляется с помощью электроизмерительных приборов, предусмотренных в схеме и обозначенных соответствующими буквами (см. рис. 187).

Устройство для диэлектрического нагрева представляет собой рабочий конденсатор, помещенный в экранирующую камеру. Конструктивное выполнение рабочего конденсатора зависит от рода нагреваемого материала и особенностей технологического процесса. Простейший вид рабочего конденсатора — это две параллельные металлические пластины, между которыми помещают нагреваемый материал. На рис. 189 показаны две конструкции рабочих конденсаторов.

Для сушки хлопчатобумажной пряжи в шпулях используют многоэлектродный горизонтальный рабочий конденсатор (рис. 189, а). Для предотвращения искрообразования в местах контактов влажной пряжи с металлическими электродами их

запрессовывают между двумя слоями фанеры. Устройство располагают в камере, снабженной приточно-вытяжной вентиляцией с подогревом воздуха.

Для нагрева прессматериалов в вид таблеток в автоматических роторных линиях применяют рабочий конденсатор, в котором

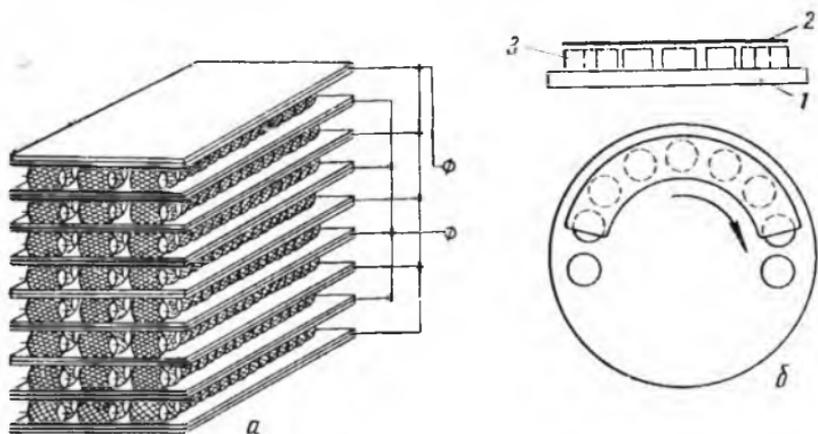


Рис. 189. Рабочие конденсаторы установок диэлектрического нагрева

нижним электродом служит вращающийся диск ротора нагрева 1, а верхний имеет форму части кольца 2, под которым располагаются нагреваемые таблетки 3 (рис. 189, б).

Рабочие конденсаторы установок диэлектрического нагрева питаются от мощных ламповых высокочастотных генераторов, работающих при частоте выше 1 Мгц. Упрощенная схема питания была дана ранее на рис. 145.

Глава 14

Газоходная система печей

1. Газоходы и дымовые трубы

Количество отходящих газов, образующихся при работе металлургических печей, весьма велико и значительно превосходит по весу количество твердых и жидких материалов и продуктов, проходящих через печи. Например, одна обжиговая печь, перерабатывая в течение суток 150—250 т твердой шихты, выдает 300—500 т (или 200—400 тыс. м³) отходящих газов.

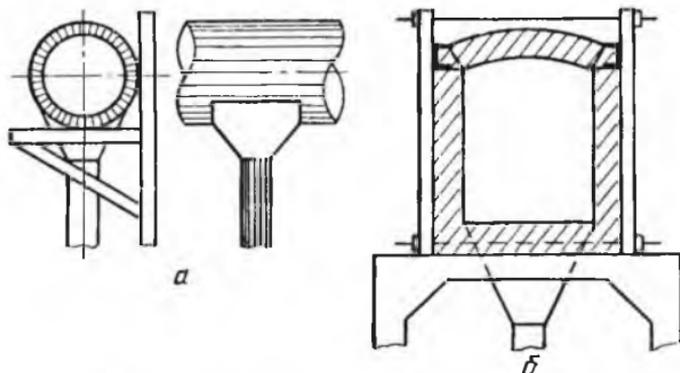


Рис. 190. Газоходы металлургических печей:

a — круглые; *б* — прямоугольные

Отходящие газы печей цветной металлургии характеризуются: 1) высокой запыленностью: от 1 до 400 г/м³, что соответствует уносу шихты в виде пыли от 0,5 до 50%; 2) повышенным содержанием сернистого и серного ангидрида, составляющим 0,5—10%; 3) высокой температурой (300—1300° С), что соответствует уносу тепла в количестве 20—70% от общего его расхода в печах. Такая характеристика отходящих газов требует, чтобы они по соображениям экономического и санитарно-технического порядка были очищены от пыли и сернистых составляющих, а тепло, содержащееся в них, полезно использовалось. Все эти требования выполняются в газоходной системе металлургических печей.

Газоходная система имеет задачу — собрать отходящие газы от всех работающих печей, утилизировать тепло газов, очистить их от пыли и вредных газовых составляющих и выбросить охла-

жденные и очищенные газы на возможно большую высоту от земной поверхности. Для выполнения этой задачи в современные газоходные системы включен большой комплекс различных сооружений и устройств, к которым относятся: 1) собственно газоходы; 2) дымовые трубы и дымососные установки; 3) устройства для очистки газов; 4) устройства для утилизации тепла.

Газоходы металлургических печей обычно круглые и прямоугольные (рис. 190). Круглые газоходы состоят из железного кожуха толщиной 3—7 мм, футерованного шамотным или полукислым кирпичом в половину кирпича или в целый кирпич. Диаметр круглых газоходов от 1 до 6 м. По длине газоходов устраивают бункера с воронками для сбора и выпуска пыли. Круглые газоходы обычно подвешивают на консольные крепления к колоннам цеха или специальным колоннам. Прямоугольные газоходы (борова) по своей конструкции и креплению напоминают пламенные печи. Их выкладывают из комбинации шамотного или полукислого кирпича и строительного кирпича, идущего в наружный слой кладки. Для герметизации прямоугольных газоходов их наружную поверхность покрывают слоем штукатурки или обмазки. Размеры прямоугольных газоходов колеблются в широких пределах: ширина от 0,5 до 8 м, высота от 1 до 4 м. Прямоугольные газоходы устанавливают на железобетонные или металлические эстакады или иногда укладывают в землю. Прямоугольные газоходы обычно применяют для газов с высокой температурой (выше 1000° С), в то время как круглые предпочтительнее для более холодных газов.

Для регулирования движения газов в газоходах устанавливают дымовые шиберы, рассчитанные на устойчивую работу при высоких температурах. Шиберы чаще всего делают металлическими с водным охлаждением самого шибера и направляющей рамы (рис. 191). Водоохлаждаемые шиберы работают длительный срок и обеспечивают плавное и надежное регулирование движения газов. При установке шиберов в конце газоходного тракта, где газы уже сильно охлаждены, могут применяться металлические неохлаждаемые шиберы, отлитые из чугуна или из жаропрочной стали. В некоторых печах применялись шиберы, набранные из огнеупорных материалов (кирпичей, блоков) в металлическом

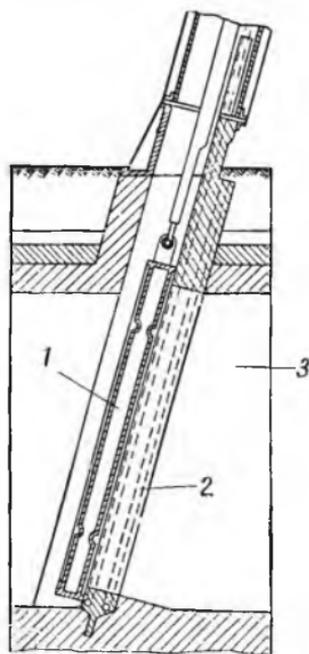


Рис. 191. Водоохлаждаемый дымовой шибер:

1 — подвижная охлаждаемая коробка шибера; 2 — водоохлаждаемая рама; 3 — газоход

каркасе. Однако такие шиберы при высокой температуре газов сильно деформируются и движение их в направляющих становится затруднительным.

Дымовые трубы бывают кирпичные, железобетонные и железные. Высота дымовых труб в цветной металлургии составляет 50—180 м при внутреннем диаметре от 1 до 10 м. Кирпичные трубы имеют явно выраженную коническую форму и сооружаются из строительного кирпича с внутренней футеровкой шамотным кирпичом или огнеупорным бетоном. Железобетонные трубы также имеют коническую форму и футерованы изнутри шамотом или огнеупорным бетоном. Железные трубы имеют форму цилиндра и отфутерованы изнутри шамотным кирпичом. Наиболее часто строят кирпичные трубы, которые могут работать при любой температуре газов. Железные трубы сооружают обычно высотой до 100 м в случае, если необходимо выиграть время, но срок службы их в два раза меньше, чем кирпичных. Железобетонные трубы строят при условии, если температура газов не превышает 400—500° С.

Дымососные установки оборудуют по схеме прямого и непрямого действия. При прямом действии дымовые газы проходят непосредственно через внутреннюю полость дымососов. При непрямом действии дымовые газы поступают в диффузор, разряжение в котором создается струей сжатого воздуха, подаваемого дымососом. Таким образом, при схеме непрямого действия газы минуют рабочую полость дымососа. Если температура газов не превышает 300—400° С и газы не содержат в себе агрессивных составляющих, которые могут разрушить тело дымососа, предпочитают схему прямого действия как обеспечивающую более высокий к. п. д. и меньший расход энергии. При слишком горячих или агрессивных газах приходится прибегать к схеме непрямого действия. Дымососную установку оборудуют дымососами со значительным резервом, позволяющим при выходе из строя одного из дымососов быстро заменить его другим, находящимся в резерве.

2. Устройства для очистки газов

Высокая запыленность газов печей цветной металлургии объясняется механическим уносом мелких фракций шихты газовыми потоками, двигающимися в печах с большими скоростями. Кроме того, существенную роль в образовании пыли играют процессы испарения цветных металлов и их соединений с последующей конденсацией паров в виде тончайшей взвешенной в газах пыли. Пыль, уносимая из печей цветной металлургии, имеет весьма большую ценность, так как в ней, кроме основных цветных металлов, обычно содержится значительное количество редких металлов. По химическому составу пыль походит на исходную шихту, перерабатываемую в печах, но в ней по сравнению с ис-

ходной шихтой явно повышено содержание летучих металлов и их соединений — цинка, свинца, мышьяка, селена и др. По крупности частиц пыль характеризуется содержанием крупных фракций, достигающих 1—3 мм, и мелких фракций размеров 100—0,5 мкм и меньше. По химическому составу крупные фракции приближаются к исходной шихте, в то время как в мелких фракциях наблюдается значительное обогащение летучими металлами и соединениями. Это позволяет производить фракционное раздельное улавливание пыли различной крупности и переработку каждого вида пыли по собственной технологической схеме. Тонкие фракции пыли печей цветной металлургии служат исходным сырьем — концентратом для производства мышьяка, селена, цинка, свинца и редких металлов.

Для улавливания пыли в цветной металлургии применяют следующие разновидности пылеуловителей: 1) пылеуловительные камеры; 2) инерционные; 3) фильтрующие; 4) мокрые; 5) электрические; 6) комбинированные.

Сравнительную оценку различных пылеуловительных устройств производят по степени очистки или улавливания пыли η , по величине необходимых капитальных вложений, требующихся на сооружение устройства, по стоимости очистки от пыли единицы объема газов, по величине гидравлического сопротивления пылеуловителя и по расходу электроэнергии и воды. Степень очистки или улавливания η определяется по формуле

$$\eta = \frac{aV_1 - cV_2}{aV_1}, \quad (251)$$

где a и c — запыленность газов входящих в пылеуловитель и выходящих из него, $г/м^3$;

V_1 и V_2 — объем газов, входящих в пылеуловитель и выходящих из него, $м^3/сек$ (приведенный к нормальным условиям).

1. Пылеуловительные камеры используют для осаждения пыли силу тяжести. На пылинку, находящуюся в потоке газов в камере, действуют следующие силы: горизонтальная — сила инерции, вертикальные — сила тяжести и противоположные ей силы — сопротивления и гидростатического давления среды (рис. 192). В результате действия этих сил пылинка приобретает две составляющие скорости: горизонтальную ω_1 , приблизительно соответствующую скорости движения газов в камере ω_t , и вертикальную $\omega_{пад}$, величину которой можно для некоторых размеров пылинок рассчитывать по ранее выведенным формулам (55 и 54). В результате сложения скоростей ω_1 и $\omega_{пад}$ результирующая скорость движения пылинки направлена под углом к горизонту, причем величина этого угла тем больше, чем меньше скорость ω_1 . Очевидно, что пылинка может быть уловлена

в пылеуловительной камере при условии, если скорость w_t будет уменьшена до такого значения, при котором результирующая скорость движения пылинки будет направлена на дно камеры в пределах ее рабочей длины. Следовательно, основной фактор, определяющий работу камеры, — скорость газов в ней w_t , которая должна уменьшаться за счет увеличения поперечного сечения камеры. Обычно скорость движения газов в камере w_t принимают от 0,5 до 2 м/сек по сравнению со скоростью в обычных газоходах 6—10 м/сек. Задаваясь скоростью газов, рассчитывают площадь поперечного сечения камеры, которую по конструктивным сообра-

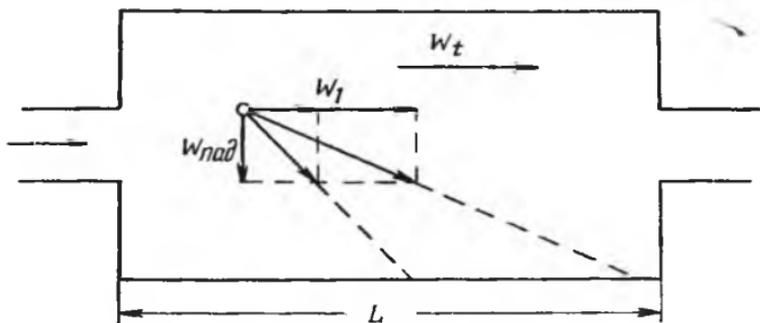


Рис. 192. Схема пылеуловительной камеры

жениям разбивают на высоту H и ширину B . Длину камеры L находят по формуле (252), полученной из условия, что пылинка успевает осесть на дно камеры с максимальной высотой H за время пребывания газа в камере:

$$L \geq \frac{H}{w_{\text{пад}}} w_t \text{ м.} \quad (252)$$

Время пребывания газов в пылеуловительных камерах обычно составляет от 10 до 50 сек. При конструировании камеры к рабочей высоте H следует добавлять некоторую величину, учитывающую накопление пыли. Из формулы (252) видно, что длина камеры может быть уменьшена вследствие уменьшения величины H , что может быть достигнуто, например, устройством нескольких горизонтальных полок по высоте камеры. Эффективность работы пылеуловительных камер может быть также повышена подвеской поперечных проволочных сеток, ударяясь о которые пылинки теряют горизонтальную составляющую скорости. Большое значение для работы камеры имеет правильное устройство и расположение входа и выхода газов. Вход газов рационально делать горизонтальным с распределительной решеткой, обеспечивающей распространение газов сразу по всему сечению камеры. Выход газов должен быть обязательно горизонтальным из возможно более низкой части камеры для обеспечения ее полного заполнения газами.

Пылеуловительные камеры имеют прямоугольное или круглое сечение, высоту и ширину от 2 до 12 м и длину 10—80 м. Их сооружают из строительного кирпича или бетона и при высокой температуре газов футеруют изнутри огнеупорами. В нижней части камер устраивают бункера и выпускные отверстия для пыли с герметизированными затворами.

Пылеуловительные камеры применяют для грубой очистки газов от крупной пыли размером более 10—20 мкм, они обеспечивают величину $\eta = 50 \div 60\%$. Пылеуловительные камеры могут работать на газах любой температуры от 100 до 1000°С. Гидравлическое сопротивление их при отсутствии сеток и хорошей герметизации составляет всего 5—15 мм вод. ст. В эксплуатации они дешевы, особенно при механизированной выгрузке и транспортировке пыли. Недостаток камер — их громоздкость и большая потребность в площади, занимаемой на территории завода.

2. Инерционные пылеуловители используют для осаждения пыли силу инерции. Основные типы инерционных пылеуловителей: циклоны, батарейные циклоны, жалюзийные пылеуловители. В циклонах основная действующая сила — сила центробежной инерции, возникающая в результате закручивания газов (рис. 193). Запыленные газы входят в циклон касательно к его внутренней цилиндрической поверхности со скоростью 20—25 м/сек и образуют крутящийся внешний вихрь, постепенно спускающийся вниз. Пылинки, находящиеся во внешнем вихре, выбрасываются из него центробежной силой к стенкам циклона и по стенкам перемещаются вниз, накапливаются в нижней части циклона, откуда они выпускаются через герметический затвор. Газы, опустившиеся до низа циклона во внешнем вихре, переходят во внутренний вихрь, в виде которого они поднимаются вверх и удаляются из циклона через центральную трубу. Вследствие того, что в циклоне, кроме вращательного движения, имеется и энергичное поступательное

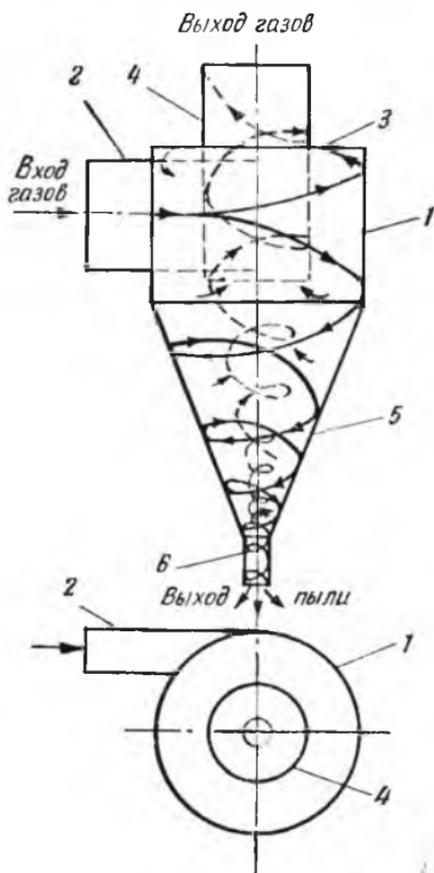


Рис. 193. Схема циклона:

1 — цилиндрическая часть; 2 — входной патрубок; 3 — крышка; 4 — выхлопная труба; 5 — коническая часть; 6 — пылеотводящий патрубок

движение вдоль оси, под влиянием которого в основном и перемещается пыль по стенкам вниз, циклон одинаково хорошо может работать в любом положении — вертикальном, наклонном и горизонтальном.

Основной по величине силой, действующей на пылинку в циклоне, является центробежная сила $P_{ц}$, величина которой определяется по формуле

$$P_{ц} = \frac{m\omega_t^2}{r} \text{ кг}, \quad (253)$$

где ω_t — окружная скорость газового потока в циклоне, находящаяся в прямой зависимости от скорости входа, м/сек;

m — масса пылинки кг ($\text{кг} \cdot \text{сек}^2/\text{м}$);

r — радиус вращения, равный радиусу циклона, м.

Из формулы (253) следует, что величина центробежной силы, отбрасывающей пылинку к стенкам циклона, возрастает при увеличении массы пылинок и скорости входа газов в циклон и при уменьшении диаметра циклона. Эти выводы подтверждаются исследованиями циклонов, показавшими, что эффективность работы и степень улавливания пыли возрастают при увеличении размера пылинок и скорости газов во входном патрубке и при уменьшении диаметра циклона. Последнее обстоятельство явилось причиной появления батарейных циклонов, состоящих из большого числа параллельно соединенных циклонов малого диаметра: 0,1—0,4 м.

В результате действия центробежной силы пылинки в циклоне приобретает радиальное ускорение $g_{рад} = \frac{\omega_t^2}{r}$, величина которого во много раз превосходит ускорение силы тяжести $g_{тяж}$.

Отношение этих ускорений называется коэффициентом сепарации $C = \frac{g_{рад}}{g_{тяж}}$. Коэффициент сепарации для циклонов возрастает с уменьшением их диаметра и имеет значение: для внешнего вихря $C = 20 \div 500$, для внутреннего вихря $C = 150 \div 4000$. Эти данные еще раз убедительно подтверждают весьма малое значение силы тяжести для работы циклонов.

Циклоны обычно изготавливают из листовой стали толщиной 4—8 мм. Различие конструкции циклонов определяется их относительными размерами, конфигурацией основных элементов и дополнительными устройствами на входе и выходе газов и пыли.

На рис. 194 изображены циклоны различных типов и показаны их основные размеры в долях диаметра циклона D или диаметра входного штуцера d .

Циклоны ЛИОТ имеют большее гидравлическое сопротивление по сравнению с другими типами. Циклоны СИОТ и НИИОГАЗ имеют примерно одинаковое сопротивление. Степень улавливания пыли для всех трех типов циклонов примерно одинакова. Циклоны НИИОГАЗ при диаметре от 400 до 800 мм имеют производитель-

ность от 1500 до 7000 м³/ч по очищенному газу. При параллельном соединении их в группы, объединяющие от 2 до 8 циклонов, производительность таких групп составляет 5—50 тыс. м³/ч.

Расчет циклонов сводится по существу к подбору одного из типоразмеров, приводимых в нормалях различных организаций (НИИОГАЗ, ЦКТИ, ВТИ). Исходные данные для расчета циклона: характеристика пыли и желаемая степень улавливания, количество

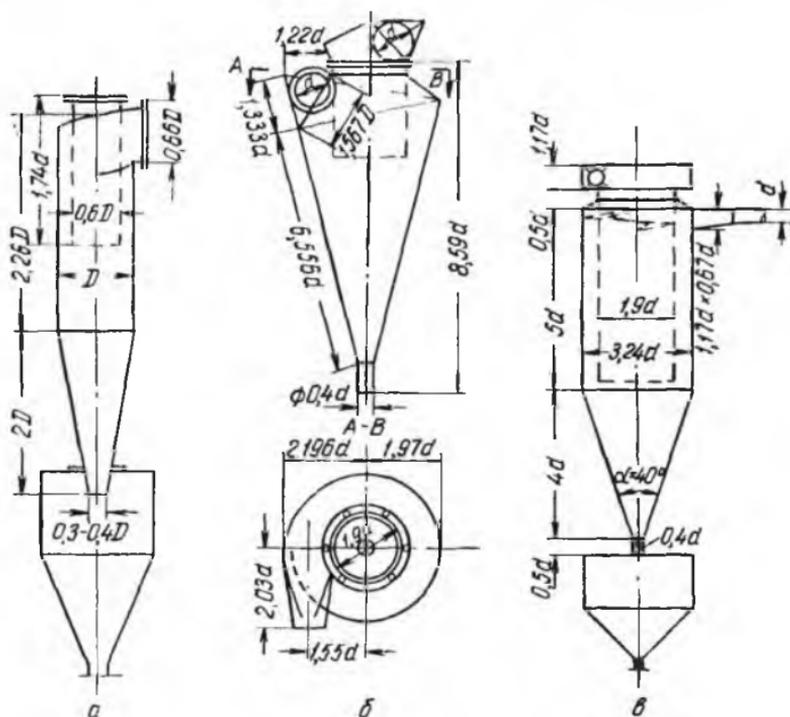


Рис. 194. Общие виды циклонов:

а — системы Ниогаз ЦН-15; б — системы СИОТ; в — системы ЛИОТ

газов, подлежащих очистке от пыли, V_t , м³/сек, удельный вес газов γ_t , кг/м³, и максимально допустимая потеря напора в циклоне $h_{\text{пот}}$, мм вод. ст. По данным нормалей выбирают тот или иной тип циклона и его коэффициент гидравлического сопротивления ζ . При выборе типа циклона учитывают характер пыли и желательную степень улавливания. Далее по формуле (254) находят скорость газов ω_t , м/сек, отнесенную в зависимости от характера ζ к площади входного патрубка или всего циклона:

$$\omega_t = 4,42 \sqrt{\frac{h_{\text{пот}}}{\zeta \gamma_t}}. \quad (254)$$

По количеству газов V_t и скорости ω_t определяют площадь сечения и размеры входного патрубка или самого циклона. Если количество газов велико и один циклон получается слишком больших

размеров, берут несколько одинаковых циклонов нормальных размеров, работающих параллельно. Все прочие размеры циклона находят по нормальям в зависимости от диаметра входного патрубка или диаметра циклона. Для осаждения мелкой пыли с высокой степенью улавливания следует выбирать циклоны с возможно меньшим диаметром цилиндрической части.

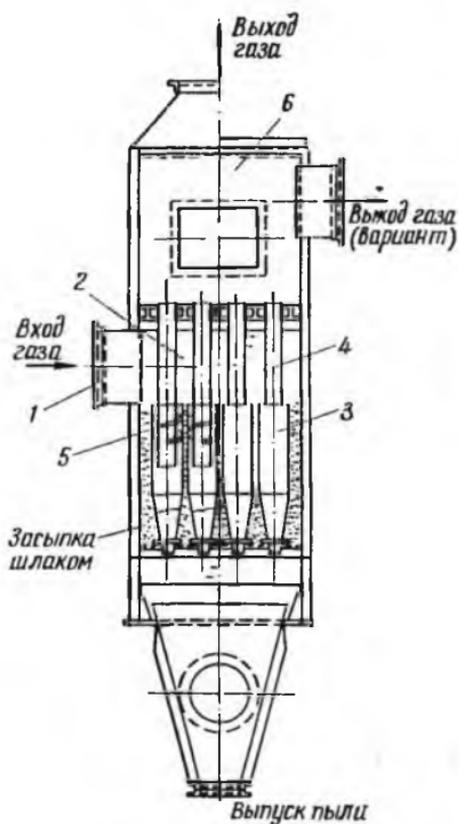


Рис. 195. Общий вид батарейного циклона

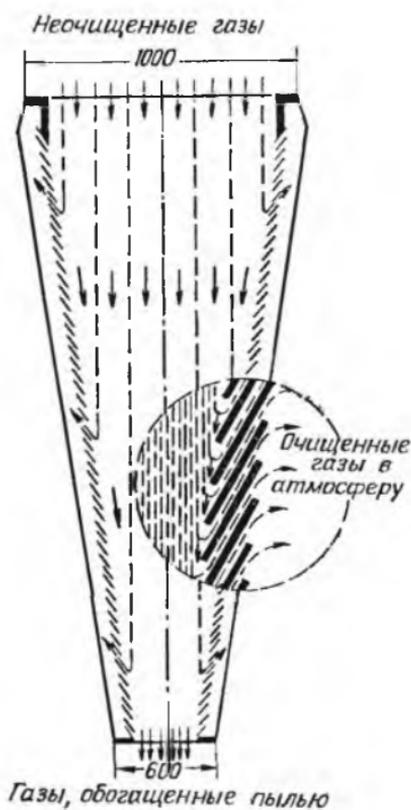


Рис. 196. Конический жалюзийный пылеуловитель

Батарейные циклоны состоят из маленьких циклонов — так называемых циклонных элементов диаметром 0,1—0,40 м, собранных в батарею (рис. 195). Циклонные элементы в отличие от обычных циклонов не имеют входных патрубков, и газы в них закручиваются с помощью винтового направляющего аппарата 5 или розетки, находящейся в верхней открытой части элемента. Как видно из рисунка, циклонные элементы состоят из литого чугунного корпуса 3, направляющего аппарата 5 и выходной трубы 4. Типовые секции батарейных циклонов содержат по ходу газов пять рядов элементов, собранных по схеме, показанной на рис. 195. Запыленные газы по входному патрубку 1 вводятся в общую рас-

пределительную камеру 2, откуда они расходятся по отдельным элементам 3, после прохода которых выбрасываются через выходные трубы 4 в сборную верхнюю камеру 6. Число циклонных элементов, объединенных общим пылевым бункером, в одном ряду по ходу газов не должно превышать десяти, число элементов в рядах, перпендикулярных направлению газов, доходит до шестнадцати. Батарейные циклоны по сравнению с обычными дают более высокую степень улавливания, достигающую для пыли 5—15 мкм 80—95%.

Батарейные циклоны рассчитывают аналогично обычным циклонам, принимая коэффициент гидравлического сопротивления их, отнесенный к сечению циклонных элементов $\zeta = 85 \div 90$. По рассчитанной скорости w_i , и общему количеству газов V_i находят общее сечение всех элементов. Необходимое число элементов в батарее определяют в зависимости от диаметра выбранного циклонного элемента делением общего сечения всех элементов на площадь одного элемента.

Жалюзийные пылеуловители используют силу прямолинейной инерции для отделения пыли от газа. Движущийся с повышенной скоростью 12—15 м/сек запыленный поток газов встречается на своем пути с жалюзийной решеткой, состоящей из ряда наклонно установленных пластин (рис. 196). Частицы пыли по инерции перескакивают с пластинки на пластинку и не могут проникнуть в щели между ними, в то время как газы огибают пластинки и уходят через щели решетки. В результате прохождения запыленного газа через жалюзийный пылеуловитель он разделяется на две неравноценные части: основную массу газа, прошедшую через решетку (около 90%), содержащую в себе остатки пыли (не более 10%), и массу газа, не прошедшую сквозь решетку и обогащенную пылью (10%), содержащую до 90% всей массы пыли. Очищенные от пыли газы могут быть выброшены в атмосферу, а небольшая масса сильно запыленных газов направляется в маленький циклон для осаждения пыли. Жалюзийные пылеуловители очень просты, их изготавливают из углового или полосового железа. На рис. 196 показана конструкция конического жалюзийного пылеуловителя, собранного из колец, имеющих форму усеченных конусов, входящих один в другой. Жалюзийные пылеуловители устанавливаются прямо в газоходах и могут работать при температуре газов до 400° С. Их гидравлическое сопротивление 30—50 мм вод. ст. Они применяются для улавливания только крупной пыли с частицами более 20 мкм. Степень улавливания таких частиц 60—80%.

В заключение описания инерционных пылеуловителей дадим их общую оценку. Этот тип пылеуловителей применяют для грубой и средней очистки газов от сравнительно крупной пыли с размерами частиц не менее 5—15 мкм, при этом обеспечивается степень улавливания $\eta = 60 \div 90\%$. Инерционные пылеуловители малогабаритны и занимают мало места на территории завода.

Конструктивно они просты, что позволяет изготавливать их на металлургическом предприятии. К недостаткам инерционных пылеуловителей относятся: значительное гидравлическое сопротивление, достигающее 50—150 мм вод. ст., ограниченная допустимая температура газов — не выше 400° С, необходимость защиты поверхности железа от агрессивного химического и механического воздействия газов и пыли, особая чувствительность к подсосам воздуха. Инерционные пылеуловители применяют в цветной металлургии для первых стадий очистки газов от сравнительно крупной пыли при условии, если температура газов не превышает 400° С.

3. Фильтрующие пылеуловители работают по принципу фильтрации запыленного газа через фильтровальную ткань или пористые среды. В промышленности наиболее распространенный тип фильтрующих пылеуловителей — тканевые рукавные фильтры, основной рабочий элемент которых мешок или рукав, сшитый из фильтровальной ткани. Запыленный газ поступает во внутреннюю полость рукава и фильтруется через ткань. Пыль, содержащаяся в газе, задерживается тканью и при встряхивании рукавов отделяется от их поверхности и собирается в бункерах. Процесс пылеулавливания, происходящий при фильтрации запыленного газа через ткань, сложен и очень слабо изучен. Улавливание пылинок тканью происходит вследствие механического застревания их в сетке и ворсе ткани, выбрасывания пылинок из отдельных завихренных струек газа инерционными силами, ударов газовых молекул, находящихся в непрерывном броуновском движении, воздействия электростатических сил, возникающих из-за электрических зарядов пылинок и ткани. Большое положительное влияние на улавливание пыли оказывает сама пыль, накапливающаяся в поверхностных слоях ткани и образующая дополнительный фильтрующий слой, хотя при этом и возрастает гидравлическое сопротивление ткани.

Фильтровальная ткань представляет собой плотную сетку, сплетенную из перекрещивающихся нитей, каждая из которых скручена по винтовой линии из волокон и имеет большое количество отдельных торчащих, хаотично расположенных волосков (ворсинок). Наиболее часто применяют шерстяные фильтровальные ткани, приготовляемые из овечьей шерсти и подвергающиеся дополнительной обработке — ворсованию и валке, в результате которых поверхность ткани покрывается многочисленными перепутанными между собой волокнами. Волокна овечьей шерсти имеют диаметр 20—30 мкм при длине 60—90 мм. Реже применяют хлопчатобумажные, стеклянные, асбестовые и капроновые ткани. Шерстяные ткани могут работать при температуре газов 80—90° С. При более высокой температуре (выше 100° С) ткань теряет свою прочность, а при более низкой (ниже 70° С) возможна конденсация влаги, растворяющей кислоты и соли.

Тканевые (рукавные) фильтры имеют различные конструкции, отличающиеся по способу подготовки и подачи запыленных газов под давлением или под разрежением, по размерам и числу фильтровальных рукавов в секциях, по способам и средствам периодической очистки рукавов от пыли.

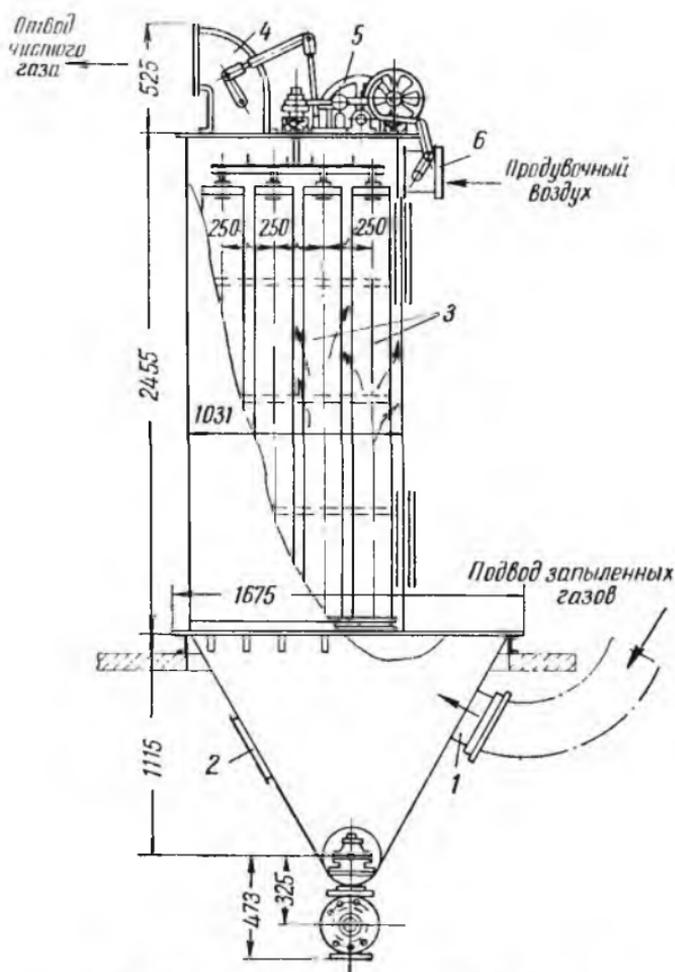


Рис. 197. Общий вид рукавного фильтра

В цветной металлургии наиболее распространены многосекционные рукавные фильтры с автоматическим механическим встряхиванием рукавов и обратной продувкой фильтровальной ткани, работающие как под разрежением, так и под давлением. Устройство подобных фильтров показано на рис. 197.

Запыленные газы по газопроводам 1 подводятся в расположенный снизу бункер 2, из которого они поступают во внутреннюю полость вертикально подвешенных рукавов 3. Профильтровавшись

через ткань рукавов, газы удаляются через расположенные сверху газоотводы 4. Сверху на фильтрах расположены механизмы встряхивания 5, подвески мешков и отверстие для подачи воздуха для обратной продувки рукавов 6. Комплект из нескольких рукавов представляет собой одну секцию фильтра, отделяемую от соседних секций сплошной перегородкой, разделяющей и нижний бункер на отдельные секции. Во время работы фильтра отдельные его секции при помощи специальной системы периодически через каждые 3—5 мин отключаются на 20—30 сек от газохода чистого газа и в этот момент производят 8—12 встряхиваний рукавов и продувают их воздухом. Пыль при встряхивании и продувке рукавов собирается в бункер, из которого она выдается питателем.

В цветной металлургии широко применяют рукавный фильтр РФГ-V конструкции Гипроцветмета. Размер фильтровальных рукавов этого фильтра $0,22 \times 3,1$ м, фильтрующая поверхность одной секции фильтра 28 м². В настоящее время выпускают 10- и 20-секционные фильтры с фильтрующей поверхностью 280 и 560 м². Так как фильтровальная ткань может устойчиво работать только на холодных или сильно охлажденных газах, при использовании рукавных фильтров для очистки отходящих печных газов газы приходится искусственно охлаждать до 80—90° С. Для этого их смешивают с атмосферным воздухом, охлаждают в поверхностных газовых холодильниках или подают в газоходы тонкораспыленную воду. Температура газов перед входом в рукавные фильтры контролируется приборами, автоматически отключающими фильтры при отклонении температуры газов от допустимых значений.

Кроме тканевых (рукавных) фильтров для очистки воздуха и газов от пыли иногда применяют слоевые фильтры, представляющие собой металлические коробки или кассеты со стенками из сетки, заполняемые различными пористыми материалами — стеклянной ватой, керамическими или металлическими цилиндрами, коксиком, песком и т. п. Эти коробки вставляют в воздухопроводы или газопроводы и они полностью перегораживают их живое сечение, вследствие чего газы вынуждены фильтроваться через слой пористого материала, заполняющего коробку. Толщина фильтрующего слоя колеблется от 10 до 100 мм. Иногда для улучшения работы слоевых фильтров наполнители их смачивают маслом, в слое которого удерживаются отдельные пылинки (например, висциновые фильтры).

Пылеуловители рассчитывают на основании опытных данных. Размер фильтрующей поверхности F , м², определяется по количеству газов, подлежащих очистке от пыли, V_t , м³/мин, и по удельной нагрузке фильтрующей поверхности $V_{уд}$, м³/(м²·мин), или, что то же самое, по величине линейной скорости фильтрации газов w_t , м/мин, по формуле

$$F = \frac{V_t}{V_{уд}} = \frac{V_t}{w_t}. \quad (255)$$

Значение $V_{уд} = \omega_t$ рекомендуется принимать: для очень тонкой пыли, образующейся в результате испарения и конденсации, улавливаемой в мешочных фильтрах с диаметром мешков 0,4—0,5 м без обратной продувки, $V_{уд} = 0,2 \div 0,4$; для той же пыли, но для рукавных фильтров, $V_{уд} = 0,6 \div 1,0$; для более крупной пыли и рукавных фильтров допускается $V_{уд} = 2 \div 3$; для слоевых фильтров допускается $V_{уд} = 40 \div 120$ и более. При этих удельных нагрузках фильтрующей поверхности гидравлическое сопротивление пылеуловителей колеблется в пределах 50—150 мм вод. ст. при условии регулярной периодической очистки от пыли фильтрующей поверхности. По рассчитанной величине фильтрующей поверхности можно выбрать тип и размеры рукавного фильтра. Гидравлическое сопротивление фильтра принимают в указанных выше пределах тем больше, чем выше принята скорость фильтрации и больше запыленность газов.

Оценивая в общем фильтрующие пылеуловители, необходимо отметить прежде всего, что они относятся к типу тонких пылеуловителей, обеспечивающих высокую степень улавливания $\eta = 93 \div 99\%$ даже на весьма мелкой пыли с размером частиц менее 1—5 мкм. Недостатки фильтрующих пылеуловителей: а) невозможность работы при температуре газов выше 100° С и при значительном содержании паров воды, серной кислоты, масла и других агрессивных составляющих, которые могут разрушать ткань; б) ограниченный срок службы ткани, измеряемый 4—12 месяцами; в) значительное гидравлическое сопротивление (50—150 мм вод. ст.); г) высокая стоимость сооружения и эксплуатации. Фильтрующие пылеуловители применяют для очистки воздуха от пыли, для очистки отходящих печных газов от тонкой пыли, имеющей высокую ценность и плохо улавливаемой в других типах пылеуловителей. В цветной металлургии фильтрующие пылеуловители широко применяют для очистки запыленного воздуха, отсасываемого из цехов и от размалывающих агрегатов, а также для очистки воздуха, поступающего в воздуходувные машины. Печные газы в фильтрующих пылеуловителях очищают от свинцовой и цинковой пыли, а также от пыли редких и благородных металлов.

4. М о к р ы е п ы л е у л о в и т е л и используют как основное средство улавливания пыли движущуюся водяную пленку или водяной дождь, приходя в соприкосновение с которыми пылинки выводятся из газового потока. Особенно эффективно применение мокрых пылеуловителей для той пыли, которая смачивается водой. Соприкосновение пылинок с водяной пленкой или капельками воды должно быть возможно более интенсивным, в виде столкновений и ударов движущейся с большой скоростью пылинки о поверхность пленки или капельки воды. Силами, заставляющими пылинку ударяться о водяную пленку или капли воды, являются силы инерции, возникающие в результате резкого изменения направления движения газов, завихрения газового потока или пере-

сечения под прямым углом движущихся с большими скоростями потоков газа и воды. Чем больше развита поверхность воды, тем больше вероятность столкновения пылинок с водяной пленкой или каплями воды и тем выше степень пылеулавливания. Для получения значительной поверхности воду в мокрых пылеуловителях разбрызгивают в виде тончайших капелек, направляют на специальную насадку, состоящую из различных твердых материалов, обладающих развитой поверхностью, на которой и образуется

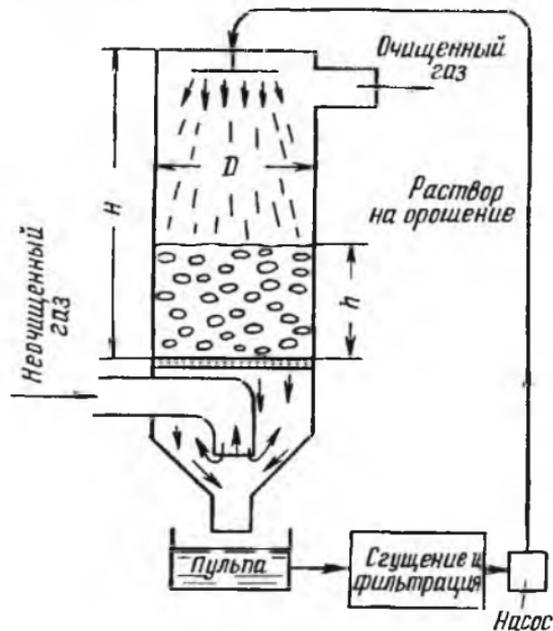


Рис. 198. Схема скруббера

движущаяся водяная пленка, вспенивают продувкой тонкого слоя воды газовыми струйками и т. д.

Кроме улавливания твердых частичек пыли, мокрые пылеуловители значительно охлаждают газы и пары. Охлаждение газов уменьшает их объем, что благоприятно сказывается на пылеулавливании. Охлаждение газов вызывает конденсацию паров различных летучих соединений, что позволяет их улавливать. Многие газы, например SO_2 , SO_3 , Cl_2 , хорошо поглощаются водой, особенно при растворении в ней соответствующих реагентов, связывающих

газы в виде устойчивых и слабо растворимых соединений.

В промышленности применяют различные конструкции мокрых пылеуловителей, важнейшие из которых: скрубберы без насадки и с насадкой; инерционные мокрые пылеуловители (циклоны с водяной пленкой и дезинтеграторы); барботеры; скоростные пылеуловители.

Скрубберы представляют собой вертикальных башни с противоточным движением жидкости и очищаемых газов (рис. 198). Очищаемый газ обычно подается снизу, проходит через распределительную решетку и встречается с опускающимся потоком жидкости в толще насадки, а в безнасадочном скруббере — прямо в его газовом пространстве. Уловленная пыль и растворенные газовые составляющие уносятся потоком жидкости в сборник, располагающийся под скруббером. Пульпа из сборника перекачивается на установку сгущения и фильтрации и после отделения жидкости от пыли жидкость насосом вновь подается в систему орошения скруббера. В качестве насадки чаще всего применяют керамические

кольца цилиндрической формы или укладываемые в строгом порядке, или насыпаемые беспорядочно слоем толщиной h . Иногда вместо керамики насадку изготовляют из деревянных реек, укладываемых слоями с перекрестным расположением реек. Для безнасадочных скрубберов особо важное значение имеет насыщение газового объема скруббера тончайшей водяной пылью, для чего применяют установку большого числа распыляющих жидкость форсунок, работающих под избыточным давлением воды до 20 ат. Движение газов в безнасадочных скрубберах может быть прямо-точным, т. е. сверху вниз. Безнасадочные скрубберы менее эффективны для очистки газов и применяются преимущественно для охлаждения и увлажнения газов перед каким-либо пылеуловителем, например перед электрофильтром.

Скрубберы рассчитывают по количеству газов V_t , $m^3/сек$, подлежащих очистке, и их температуре t , $^{\circ}C$, с учетом характеристики пыли и газовых составляющих. Вначале определяют диаметр скруббера D по формуле

$$D = 1,13 \sqrt{\frac{\bar{V}_t}{\omega_t}}, \quad (256)$$

где ω_t — действительная скорость газов в свободном сечении скруббера, $m/сек$. Величину ω_t принимают равной 1—2 $m/сек$.

Высоту скруббера H находят по практически установленному наилучшему соотношению $H/D = 2,5 \div 3$.

Далее скруббер рассчитывают как теплообменный аппарат по количеству тепла Q , $ккал$, которое должно быть передано от газов к воде. Количество воды определяется по количеству отнимаемого от газа тепла Q и температуре воды при входе в скруббер и выходе из него. Температура при выходе из скруббера не должна превышать $40—50^{\circ}C$ для предотвращения чрезмерного испарения. Если скруббер не имеет насадки, то его рабочий объем должен соответствовать величине, определяемой по коэффициенту теплоотдачи между газами и жидкостью $\alpha_1 = 50 \div 100 \text{ ккал}/(m^3 \cdot ч \cdot ^{\circ}C)$. Если скруббер имеет насадку, то ее рабочую поверхность находят по коэффициенту теплоотдачи $\alpha_2 = 6,3\omega_t \text{ ккал}/(m^2 \cdot ч \cdot ^{\circ}C)$. При расчетах объема скруббера и поверхности его насадки следует учитывать, что α_1 и α_2 относятся к средней разности температуры охлаждаемого газа и охлаждающего раствора. По рабочей поверхности насадки и характеристике выбранного насадочного материала находят объем насадки и высоту насадочного слоя h (см. рис. 197). При использовании скрубберов с насадкой для улавливания пыли рекомендуется также проверять рабочую поверхность насадки $F_{нас}$ по формуле

$$F_{нас} = \frac{G}{k \Delta C} m^2, \quad (257)$$

где G — количество пыли, подлежащее осаждению в скруббере, $г/ч$;

ΔC — средняя концентрация пыли в газе, проходящем скруббер, $г/м^3$;

k — коэффициент улавливания.

Значение k находят опытным путем. Например, для криолитовой пыли с размером частиц >10 $мкм$ $k = 125$ при $\omega_i = 1,8$. Для огарковой пыли с размером частиц $1-3$ $мкм$ $k = 3,2$ при $\omega_i = 0,6$.

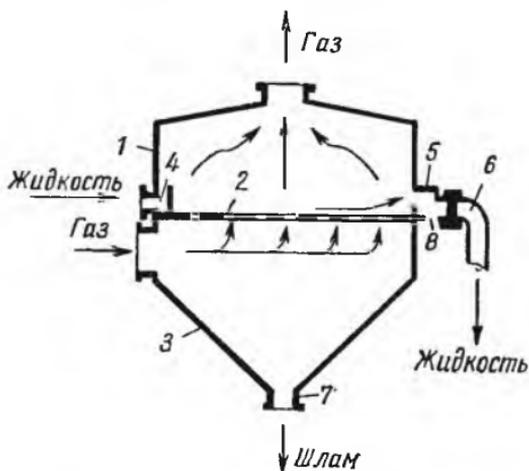


Рис. 199. Схема пенного пылеуловителя:

1 — корпус; 2 — решетка; 3 — бункер; 4 — приемная коробка; 5 — сливная коробка; 6 — патрубки; 7 — порог

Поперечное сечение скруббера с насадкой следует также проверять по допускаемой плотности или интенсивности орошения раствором $и$, $м^3/(м^2 \cdot ч)$, для предотвращения так называемого захлебывания насадки. Принимаемые в расчете величины $и$ должны лежать в пределах $10-20$ $м^3/(м^2 \cdot ч)$.

Гидравлическое сопротивление насадки проходу газов рассчитывают по высоте насадки h и коэффициенту гидравлического сопротивления ζ , отнесенному к скорости в свободном сечении и к 1 $м$ высоты насадки. Значение ζ для различных типов насадки

обычно находится в пределах $25-1600$, его выбирают по справочникам в зависимости от типа выбранной насадки и интенсивности орошения. В скрубберах с насадкой хорошо улавливается относительно крупная пыль с частицами размером более 10 $мкм$. Более мелкая пыль дает пониженную степень улавливания.

Инерционные мокрые пылеуловители — мокрые циклоны и дезинтеграторы. Мокрый циклон, или центробежный скруббер, состоит из вертикального полового цилиндра, стенки которого орошаются водой. Газ подводится тангенциально в нижней части циклона со скоростью $16-23$ $м/сек$ и проходит циклон снизу вверх в виде сильно закрученного потока. Пылинки, выбрасываемые из потока газов к стенкам циклона, увлекаются водяной пленкой и собираются в сборник под циклоном. Если в обычных скрубберах расход воды составляет $3-6$ $м^3/1000$ $м^3$ газа, то в мокром циклоне он снижается до $0,1-0,2$ $м^3/1000$ $м^3$ газа. Степень улавливания в мокрых циклонах пыли $2-5$ $мкм$ составляет 90% . Дезинтегратор состоит из кожуха, внутри которого вращается диск с лопастями, проходящими при вращении между лопастями, приваренными к кожуху. По оси дезинтегратора

с помощью разбрызгивающих устройств подается вода, капельки которой интенсивно перемешиваются с запыленными газами, проходящими через дезинтегратор. Смоченные частички пыли отбрасываются к стенкам и смываются оттуда водой в сборник. Степень улавливания в дезинтеграторах пыли средней крупности достигает 95% при расходе воды $0,7 \div 1 \text{ м}^3/1000 \text{ м}^3$ газа. Их применяют для очистки доменного газа в паре со скрубберами.

В барботерах газы проходят в виде пузырьков через слой жидкости. При этом достигается хорошее охлаждение газов, но улавливание пыли получается удовлетворительным только для крупной пыли с частицами более 10—15 мкм. Одной из новых коп-

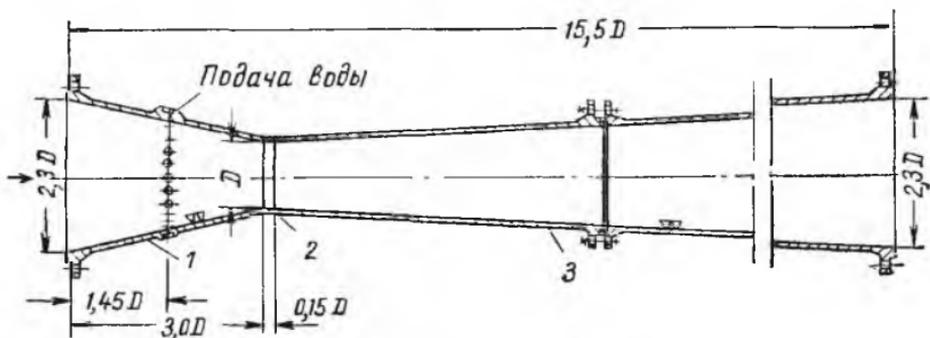


Рис. 200. Схема скоростного распылителя:

1 — конфузур; 2 — горловина; 3 — диффузор

струкций барбатеров являются пенные пылеуловители (рис. 199), в которых в результате резкого увеличения скорости газов, проходящих через отверстия решетки, энергично перемешиваются газы и жидкость, подаваемая на решетку и образующая пену, в которой и улавливается пыль. Степень улавливания в пенных пылеуловителях 99% при пыли крупнее 3—5 мкм. Скорость газов в отверстиях решетки обычно составляет 5—13 м/сек, толщина слоя пены до 1000 мм, гидравлическое сопротивление 50—100 мм вод. ст. Недостаток пенных уловителей — трудность равномерного распределения газов по сечению решетки при больших ее размерах.

Скоростные пылеуловители работают по принципу весьма интенсивного перемешивания запыленного газа и жидкости, достигаемого в скоростном распылителе (рис. 200) вследствие подачи струек воды в поток газов,двигающийся со скоростью 80—100 м/сек. В результате высокой турбулентности потоков частицы пыли увлажняются, укрупняются и сравнительно легко улавливаются в мокрых циклонах. Для ускорения газового потока в газопровод встраивают конфузур, переходящий в горловину и далее в диффузор. В конфузур или горловину соплами подается вода. Запыленные газы проходят вначале безнасадочный скруббер

для охлаждения и увлажнения и поступают в скоростной распылитель. После этого увлажнения и укрупнения пыль улавливается в мокром циклоне или мокром электрофилт্রে. Пульпа из циклона и скруббера проходит сгущение и фильтрацию. Скоростные пылеуловители хорошо зарекомендовали себя в цветной металлургии для улавливания свинцовой и цинковой пыли, обеспечивая степень улавливания до 95—98% на тонкой пыли. Гидравлическое сопротивление распылителей составляет 400 мм вод. ст. при суммарном расходе воды в распылителе и скруббере $1,9 \text{ м}^3/1000 \text{ м}^3$ газа и расходе электроэнергии $5,2 \text{ квт} \cdot \text{ч}/1000 \text{ м}^3$ газа.

Оценивая в общем мокрые пылеуловители, следует отнести их к разряду тонких пылеуловителей, способных при интенсивном перемешивании газов и жидкости давать высокую степень улавливания до 90—97% даже на пыли размером менее 3—5 мкм. Мокрые пылеуловители в отличие от всех других типов могут улавливать также и газы и пары. Их применяют для резкого охлаждения газов и увлажнения пыли для последующего пылеулавливания в других системах пылеуловителей (например, в мокрых электрофилтрах). Гидравлическое сопротивление их весьма значительное и находится в пределах 40—500 мм вод. ст., что при условии значительного охлаждения газов предопределяет необходимость установки дымососов. Недостаток мокрых пылеуловителей — получение сильно увлажненной пыли, что требует ее дополнительной обработки в виде сгущения, фильтрации и иногда сушки. Мокрое пылеулавливание применяют в цветной металлургии для очистки газов при производстве свинца, цинка, редких и благородных металлов.

5. Электростатические пылеуловители (электрофилтры) используют для улавливания пыли взаимодействие электрического поля и заряда пылинки, заключающееся во взаимном притягивании разноименных зарядов электричества. Запыленный газ пропускается в пространстве между двумя металлическими электродами, соединенными с различными полюсами источника постоянного тока высокого напряжения. Вследствие высокого напряжения достигающего 70—100 кв, ограниченного расстояния между разноименными электродами 100—150 мм и большой кривизны поверхности отрицательно заряженного электрода газы в пространстве между электродами усиленно ионизируются. Энергично двигающиеся ионы и электроны сталкиваются с пылинками и заряжают их преимущественно отрицательными зарядами. Пылинки после приобретения электрических зарядов попадают под воздействие электростатических сил электрического поля и притягиваются к противоположно заряженным электродам, преимущественно к электродам, имеющим положительный заряд. Соприкасаясь с электродами, они теряют заряды и скорость и чаще всего прилипают к электродам. Для удаления пылинок с электродов их приходится периодически встряхивать. При

встряивании накопившаяся на электродах пыль падает в бункера, располагающиеся под электродами. Отрицательно заряженные электроды называются коронирующими, а положительно заряженные электроды — осадительными.

Работа электрофильтров протекает с наилучшими показателями при условии устойчивого коронного разряда, характеризующегося электрическим пробоем прилежащего к электродам ограниченного слоя газов и появлением около электродов бледно-голубого свечения в виде так называемой короны. Корона представляет слой газа, подвергнувшегося сплошной ионизации с образованием ионов обоих знаков. Положительные ионы теряют свой заряд у поверхности коронирующего электрода, а отрицательные двигаются к противоположно заряженному осадительному электроду. При коронном разряде ионизация газов достигает максимума, что и обеспечивает наибольшую возможность для приобретения пылинками электрических зарядов.

Если пробой газов между электродами будет значительно расширяться, то коронный разряд может перейти в искровой или даже в дуговой разряд, что обусловит переход электрической энергии в тепловую и уменьшение количества ионов. При полном исчезновении короны наблюдается тихий самостоятельный разряд, который также неэффективен для пылеулавливания вследствие слабой ионизации газов.

Исследования показывают, что условиями получения устойчивого коронного разряда в электрофильтрах являются: 1) градиент напряжения по отношению к расстоянию между электродами 3000—5000 в/см; 2) питание электродов постоянным или выпрямленным током с подачей отрицательного напряжения на коронирующие электроды; 3) соответствующая форма электродов — коронирующих в виде проволоки диаметром 2—3 мм, обеспечивающей значительную кривизну поверхности, и осадительных в виде труб или пластин; 4) расстояние между одноименными электродами 200—300 мм.

На пылинку, находящуюся в электрофильтре, в общем действуют следующие силы: 1) сила тяжести; 2) сила инерции, являющаяся результатом движения запыленных газов; 3) сила сопротивления газовой среды, проявляющаяся при движении пылинки со скоростью, отличной по величине и направлению от скорости движения газов; 4) сила воздействия электрического поля; 5) сила индукции; 6) сила электрического ветра, представляющего движение ионов газов.

Для мелкой пыли и малой скорости газов наибольшее значение из перечисленных шести сил имеют две: третья и четвертая, действующие в прямо противоположных направлениях, перпендикулярных к поверхности электродов.

Для получения высокой степени пылеулавливания в электрофильтрах необходимо, чтобы пылинки успевали за время пребы-

вания газов в электрическом поле пройти полное расстояние от одного электрода до другого и коснуться второго. Учитывая, что расстояние между разноименными электродами составляет 10—15 см, а скорость осаждения обычно находится в пределах 2—20 см/сек, найдем, что время пребывания газов в электрофилт্রে должно быть от 1 до 10 сек и для более крупной пыли достаточно 2—4 сек. Чтобы получить такое время пребывания газа без чрезмерного увеличения протяженности электрического поля, скорость газов в электрофилтрах ограничивают величиной $w_i = 0,5 \div 1,5$ м/сек. При этой скорости газов протяженность электрического поля для большинства пылей составляет 2—6 м и только для трудноулавливаемой пыли возрастает до 10—12 м.

Электрофилтры по форме осадительных электродов могут быть пластинчатые и трубчатые. В зависимости от направления движения газов различают электрофилтры с горизонтальным и вертикальным ходом газов. В зависимости от влажности осаждаемой пыли электрофилтры классифицируют на сухие и мокрые. По числу последовательно располагающихся электрических полей бывают однополюсные и многополюсные аппараты.

Конструкция сухого горизонтального пластинчатого электрофилтра для горячих газов типа ГП-40-3А, применяющегося для очистки газов в цветной металлургии, показана на рис. 201.

Электрофилтр представляет собой двухсекционный трехполюсный аппарат в стальном корпусе, покрытом слоем теплоизоляции. К диффузору и конфузору в торцах корпуса электрофилтра присоединяются газоходы. В диффузоре на входе в аппарат для выравнивания газового потока по всему сечению установлены две газораспределительные решетки с устройствами для ручного встряхивания. В нижней части корпуса расположены бункера для сбора уловленной пыли.

Осадительные электроды выполнены в виде пластин, набранных из стальных прутков диаметром 8 мм с шагом 20 мм. С помощью тяг электроды подвешивают к верхним балкам корпуса электрофилтра. Между осадительными электродами расположены коронирующие электроды, которые представляют собой проволоки из нихрома; они подвешены наверху к специальной раме, а на нижних концах снабжены натяжными грузами. Коронирующие электроды кронштейнами крепятся к общим рамам, которые подвешены на высоковольтных опорных-проходных изоляторах, установленных в изоляторных коробках. Коронирующие электроды изолированы от земли и подключены к отрицательному полюсу выпрямителя агрегата электропитания, а осадительные электроды заземлены и подключены к положительному полюсу. Площадь сечения активной зоны электрофилтра 40 м². Производительность по очищаемому газу 144 тыс. м³/ч при температуре газов на входе в электрофилтр до 400° С. Гидравлическое сопротивление электрофилтра 20 мм вод. ст. Рабочее напряжение 60 кв, потребляемая

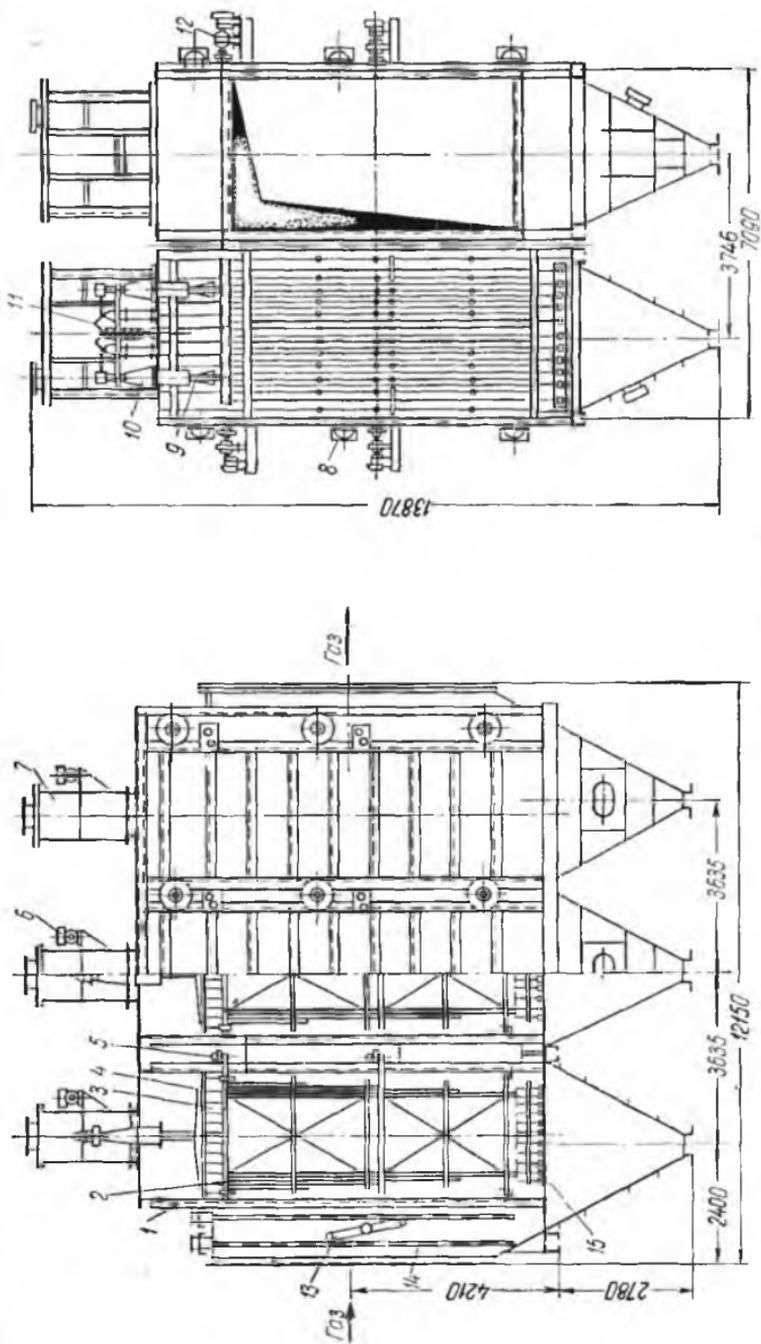


Рис. 201. Электрофильтр ГП-40-3А:

1 — корпус электрофильтра; 2 — осадительные электроды; 3 — коронирующие электроды; 4 — верхняя рама коронирующих электродов; 5 — вал молоткового встряхивания осадительных электродов; 6 — привод встряхивания коронирующих электродов; 7 — изоляционная коробка; 8 — люк диаметром 500 мм; 9 — подвес коронирующих электродов; 10 — опорный изолятор; 11 — механизм встряхивания коронирующих электродов; 12 — привод встряхивания осадительных электродов; 13 — устройство ручного встряхивания газораспределительных решеток; 14 — газораспределительная решетка; 15 — нижняя рама коронирующих электродов

мощность 49 квт. Начальная запыленность газов должна быть не более 40 г/м^3 , при этом степень улавливания пыли $\sim 96\%$. Кроме ГП-40-3А выпускают электрофильтры ГП-80-1 с площадью сечения 80 м^2 и производительностью до 270 тыс. $\text{м}^3/\text{ч}$.

Из мокрых электрофильтров в цветной металлургии применяют вертикальный двухпольный двухсекционный электрофильтр типа ВДМ. Нижнее поле, где оседает основная масса пыли (75—90%), снабжено устройством для непрерывного орошения осадительных электродов. Активная площадь сечения электрофильтра 12 м^2 . Время пребывания газа составляет от 6 до 12 сек. В установку электрофильтров ВДМ входят отстойник, фильтры и насосы.

Сравнивая различные типы электрофильтров, отметим, что наиболее проста и надежна конструкция пластинчатых электрофильтров, наиболее широко применяющихся в цветной металлургии. Для трудноосадимых сухих пылей, а также пылей, требующих увлажнения, и для паров и туманов применяют пластинчатые и трубчатые электрофильтры, сухие и мокрые.

Для питания электрофильтров выпрямленным током высокого напряжения в СССР применяют специальные электрические агрегаты, состоящие из регулировочного автотрансформатора низкого напряжения, повышающего трансформатора высокого напряжения, механического или полупроводникового выпрямителя и контрольно-измерительной и коммутационной аппаратуры.

Расчет электрофильтров сводится по существу к выбору типа электрофильтра и определению числа секций. Исходные данные для определения числа параллельных секций электрофильтров: количество газов V_t , $\text{м}^3/\text{сек}$, и скорость газов в электрофильтре w_t , $\text{м}/\text{сек}$. Последнюю величину выбирают в пределах 0,5—1,5 $\text{м}/\text{сек}$ на основании экспериментальных или заводских данных по очистке определенного вида газов. Чем тоньше пыль и чем труднее она улавливается в электрофильтрах, тем ниже должно приниматься значение w_t . По величинам V_t и w_t находят потребную площадь сечения электрофильтра и по ней определяют число секций выбранного типа, подлежащих установке. Удельный расход электроэнергии на очистку газов в электрофильтрах невелик и составляет 0,3—1,0 квт·ч/1000 м^3 газа.

Электростатические пылеуловители (электрофильтры) — наиболее совершенный тип тонкого пылеуловителя, дающего высокую степень улавливания — до 98—99% на пыли 1—5 $\mu\text{м}$ и менее. Они имеют небольшое гидравлическое сопротивление 25—40 мм вод. ст., малый расход электроэнергии и невысокую стоимость очистки. Несмотря на значительные капитальные затраты, требующиеся для сооружения электрофильтров, их широко применяют для очистки газов разнообразных печей цветной металлургии. Для отдельных очень тонких пылей и возгонов они дают при сухом пылеулавливании пониженную степень улавливания, что позволяет успешно конкурировать с ними тканевым фильтрам (напри-

мер, для свинцовой и цинковой пыли). Повышение степени улавливания тонкой пыли и возгонов может быть достигнуто увлажнением газов и очисткой их в мокрых электрофильтрах.

Для улучшения работы электрофильтров рекомендуется: 1) предварительно очищать газы до входа в электрофильтры от крупной пыли в грубых пылеуловителях; 2) не допускать охлаждения газов в сухих электрофильтрах ниже 170—200° С; 3) бороться с обратной короной, образующейся при улавливании пыли с низкой электропроводностью, для чего усиленно встряхивать, обдуть и промывать электроды; 4) иногда для улучшения работы электрофильтров может применяться предварительная ионизация газа и отдельное охлаждение пыли (двухзонные аппараты).

6. Комбинированные пылеуловители представляют различные комбинации ранее разобранных пяти основных типов пылеуловительных устройств, объединяемых в последовательно соединенные газовые цепи, состоящие из 2—4 ступеней очистки газов. В результате нескольких последовательных стадий очистки газов достигается селективное улавливание различных фракций пыли, отличающихся по крупности и химическому составу, что значительно облегчает переработку пыли и повышает общую степень пылеулавливания. Комбинированные пылеуловители в первой ступени очистки газов оборудуют обычно грубыми пылеуловителями, дающими возможность осадить самую крупную пыль, по своему составу наиболее приближающуюся к составу перерабатываемой в печи шихты. В первой ступени обычно устанавливают: пылеуловительные камеры и инерционные пылеуловители. Иногда функции первой ступени пылеулавливания выполняют: газоходы несколько увеличенного сечения, холодные газовые головки печей, котлы-утилизаторы, устройства для охлаждения газов и т. п. Задача второй ступени комбинированных пылеуловителей — улавливать более тонкую пыль, обогащенную возгонами различных летучих металлов и соединений. Для этого служат тонкие пылеуловительные устройства: мокрые пылеуловители, электрофильтры и фильтрующие пылеуловители. Иногда во второй ступени ставят циклоны и батарейные циклоны. Третью ступень рассчитывают на улавливание еще более тонкой пыли, состоящей преимущественно из возгонов и конденсатов. В третьей ступени устанавливают также тонкие пылеуловители: электрофильтры, фильтрующие пылеуловители и мокрые пылеуловители. При очень тонкой и ценной пыли, содержащей редкие и благородные металлы, а также ядовитые или радиоактивные вещества, устраивают четвертую контрольную ступень очистки, проводимую также в тонких пылеуловителях.

В цветной металлургии весьма распространены комбинированные пылеуловители, сооружаемые из отдельных типов пылеулавливающих устройств: 1) пылеуловительная камера или циклон — электрофильтр; 2) пылеуловительная камера или циклон — рукав-

Схемы пылеулавливания для печей цветной металлургии

Тип печи	Производимые металлы	Схемы пылеулавливания
Агломерационные машины	Свинец	1) циклон — полый скруббер — электрофильтр 2) циклон — рукавный фильтр
	Никель	Циклоны
Обжиговые печи	Цинк, медь, никель, ртуть	1) циклоны или камера — электрофильтр 2) котел — циклон — электрофильтр
	Алюминий, магний	1) сухой электрофильтр — скрубберы — мокрый электрофильтр 2) батарейные циклоны — сухой электрофильтр
Отражательные печи	Медь, никель	Котел-утилизатор — электрофильтр
	Олово	Полый скруббер — сухой электрофильтр
Шахтные печи	Свинец	1) циклон — полый скруббер — сухой электрофильтр; 2) циклон — полый скруббер — рукавный фильтр; 3) циклон — скруббер — мокрый электрофильтр; 4) циклон — полый скруббер — скоростной пылеуловитель
	Медь	Циклон — полый скруббер — сухой электрофильтр
	Никель	Циклоны или камеры — электрофильтры
Конвертеры	Медь, никель	Камера или циклоп — сухой электрофильтр
Электропечи	Медь, никель	Камера — сухой электрофильтр
	Олово	Полый скруббер — сухой электрофильтр
Печи, дающие газы, содержащие мышьяк, селен, туман серной кислоты и др.		Скруббер с насадкой — первый мокрый электрофильтр — второй мокрый электрофильтр

ный фильтр; 3) камера или циклон-скруббер — мокрый электрофильтр.

Рассчитывают комбинированные пылеуловители по отдельным ступеням по методике, описанной для отдельных типов пылеуловителей.

Наиболее часто применяемые схемы пылеулавливания для печей цветной металлургии приведены в табл. 33.

Очистка газов печей цветной металлургии от газовых составляющих: SO_2 , SO_3 , H_2S ,

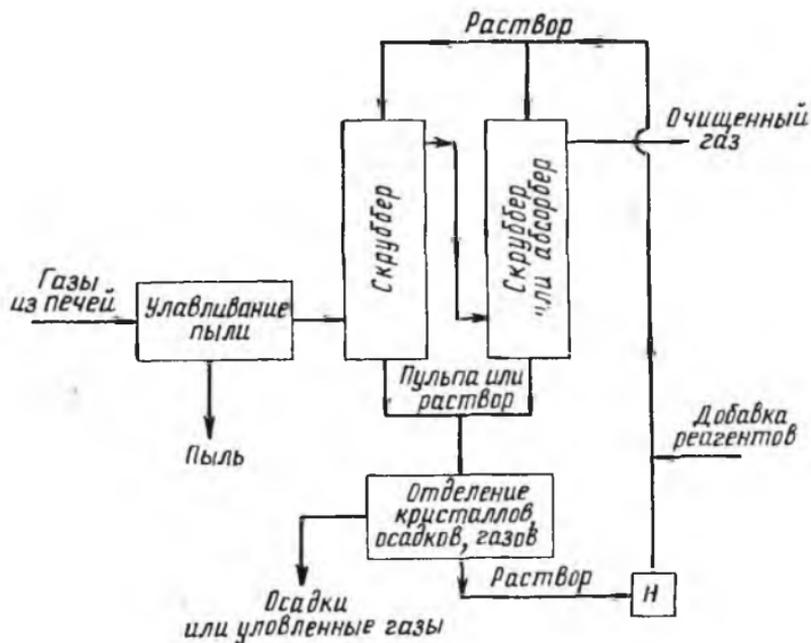


Рис. 202. Принципиальная схема очистки газов от газовых составляющих

HCl , Cl_2 , HF и др. в общем может осуществляться по принципиальной схеме, приведенной на рис. 202. Отходящие из печей газы вначале очищают от пыли в сухих пылеуловителях и затем направляют в скрубберы или абсорберы, орошаемые водными растворами различных реагентов, вступающих в химическое взаимодействие с газовыми составляющими. В результате промывки газов перечисленные выше газовые составляющие поглощаются раствором, который передается на кристаллизацию и выделение твердых или газообразных продуктов. После очистки раствор вновь поступает на циркуляцию в систему орошения скрубберов или абсорберов.

3. Устройства для использования тепла

Печи цветной металлургии теряют значительное количество тепла, уносимого из рабочего пространства отходящими газами, шлаками и водой, охлаждающей детали печей. Эти потери весьма велики и определяются по отношению к общему расходу тепла в печах следующими величинами, %: отходящие газы 30—60, шлаки 10—30, охлаждающая вода 5—20. Если перевести эти проценты в натуральное выражение, то получатся сотни тонн топлива и тысячи киловатт-часов электроэнергии в сутки только для одного металлургического завода средней мощности. Используя теряемую тепловую энергию металлургических заводов, можно резко уменьшить потребление топлива и электроэнергии, а для некоторых заводов полностью покрыть собственные потребности в электроэнергии, паре и горячей воде. Приведенные данные убедительно показывают, что использование перечисленных выше вторичных энергетических ресурсов заводов цветной металлургии является важнейшей технической и экономической задачей.

Наибольшее значение имеет использование физического и химического тепла отходящих газов, которое может осуществляться следующими способами: 1) подогревом воздуха и газообразного топлива в рекуператорах или регенераторах; 2) получением пара или горячей воды в котлах-утилизаторах; 3) подогревом шихты.

Тепло расплавленных шлаков наиболее рационально используется на установках для подогрева воды.

Тепло, уносимое из охлаждаемых деталей печей, может быть использовано для получения горячей воды и пара.

Подогрев воздуха и газообразного топлива, употребляемых для отопления печей, положительно влияет на тепловую работу печей, позволяя повысить температуру в рабочем пространстве, снизить расход топлива и увеличить термический к. п. д. Однако несмотря на все бесспорные преимущества этого способа утилизации тепла отходящих печных газов, в цветной металлургии он применяется пока сравнительно редко. Объясняется это тем, что еще не отработаны достаточно надежные конструкции воздухоподогревателей, способных длительно работать на весьма агрессивных и сильно запыленных газах печей цветной металлургии.

В рекуператорах одновременно движутся отходящие газы и нагреваемый воздух по схеме прямотока, противотока или перекрестного тока (рис. 203). Тепловая характеристика рекуператоров и методика их расчета были рассмотрены ранее в гл. 7, поэтому здесь только описывается их конструкция и технические характеристики.

По материалу, из которого изготавливают рекуператоры, их делят на металлические и керамические. Металлические рекуператоры более рациональны, так как имеют большие коэффициенты тепло-

передачи. Кроме того, металлические рекуператоры более компактны, обладают большой герметичностью и требуют меньших затрат на сооружение и эксплуатацию. Основным недостатком металлических рекуператоров — ограниченность температуры, до которой в них может подогреваться воздух. В рекуператорах из нелегированной стали воздух может подогреваться до $300\text{—}350^\circ\text{C}$, в чугунных до $400\text{—}450^\circ\text{C}$ и в рекуператорах из жаропрочной стали до $600\text{—}700$ и реже до 800°C . Керамические рекуператоры позво-

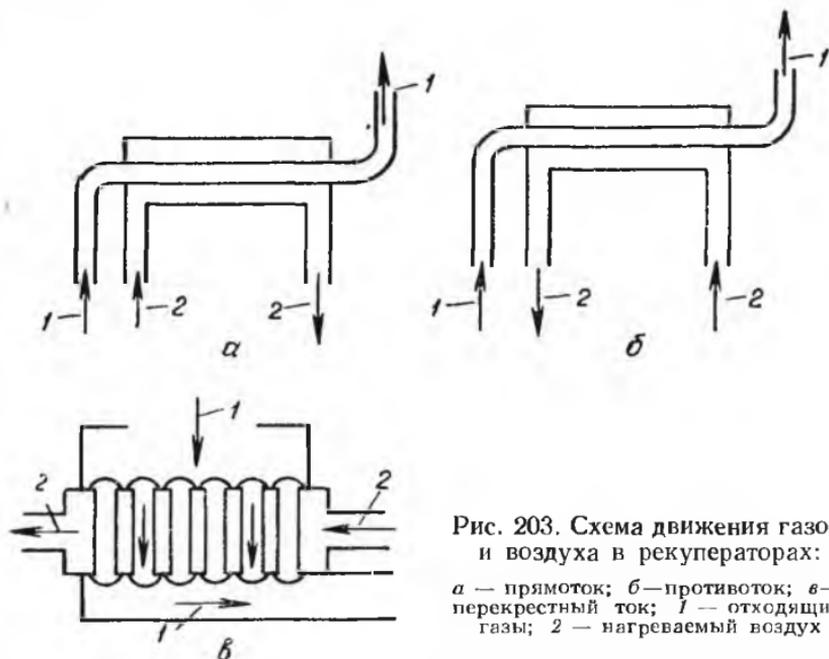


Рис. 203. Схема движения газов и воздуха в рекуператорах:

a — прямоток; *б* — противоток; *в* — перекрестный ток; 1 — отходящие газы; 2 — нагреваемый воздух

ляют нагревать воздух до $900\text{—}1000^\circ\text{C}$ при длительном сроке их эксплуатации.

Недостатки керамических рекуператоров, кроме низкого коэффициента теплопередачи и малой газоплотности, — хрупкость и чрезвычайная громоздкость и сложность конструкции. Поверхность нагрева керамического рекуператора в 10 раз превосходит поверхность нагрева металлического рекуператора той же тепловой мощности. Из-за малой газоплотности применение керамических рекуператоров для подогрева горючих газов не допускается.

По конструкции различают следующие металлические рекуператоры: игольчатые, термоблоки, трубчатые, пластинчатые, радиационные, комбинированные. В цветной металлургии применяют трубчатые и радиационные рекуператоры.

Трубчатые рекуператоры из гладких стальных труб бывают разнообразных конструкций. Воздух в этих рекуператорах идет внутри труб, а греющий газ — снаружи. Для изго-

товления рекуператоров берут цельнотянутые трубы диаметром 15—100 мм при толщине стенки 2—5 мм. Вся конструкция рекуператоров сварная, в том числе сваривают и коробки для подвода воздуха. Конструкция большого трубчатого рекуператора с вертикальным расположением труб показана на рис. 204. Рекуператор состоит из двух основных больших секций труб и третьей

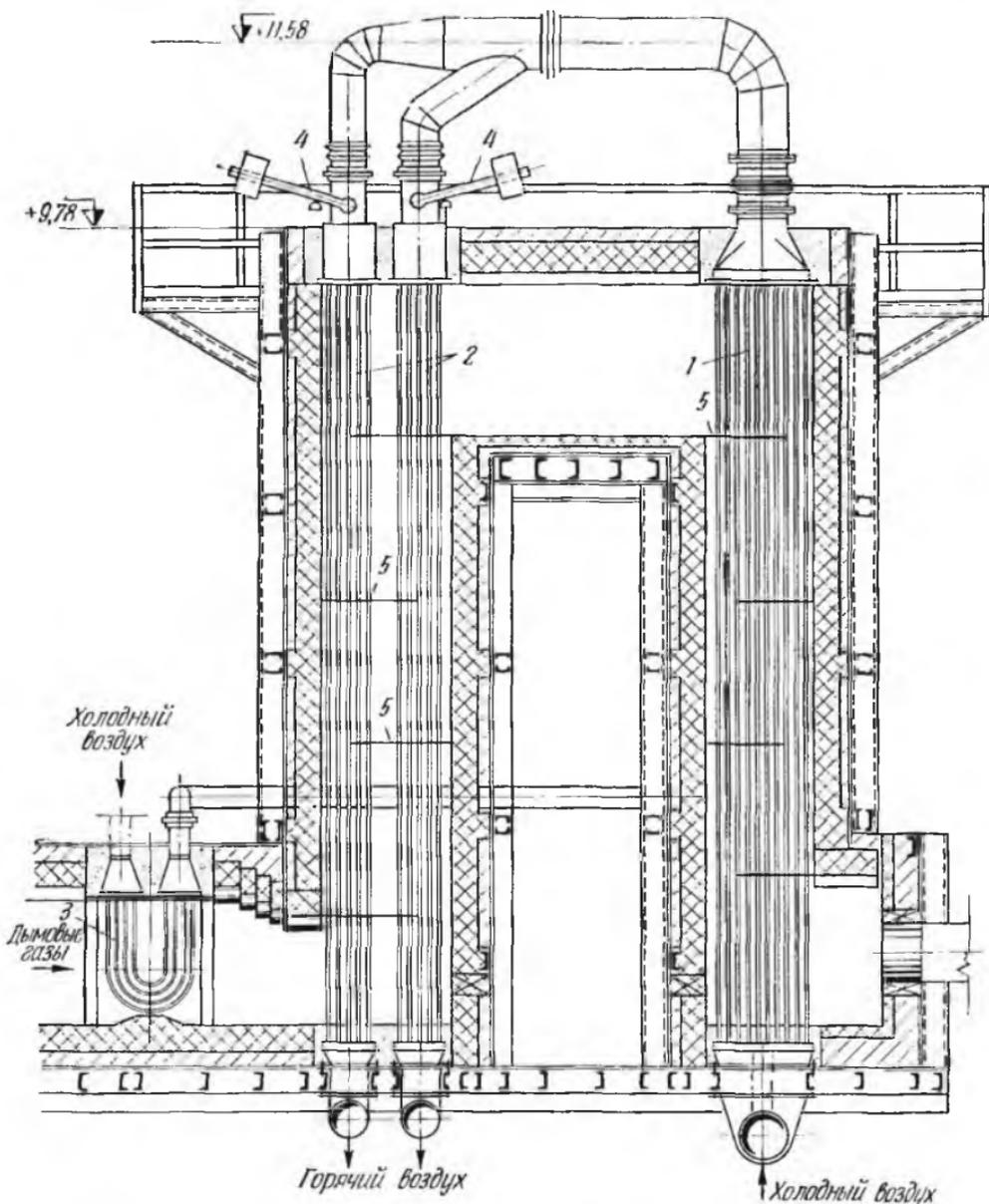


Рис. 204. Большой трубчатый рекуператор для подогрева воздуха:

1 — трубы первой секции; 2 — трубы второй секции; 3 — защитная секция; 4 — противовесы; 5 — перегородки, направляющие газы

дополнительной — защитной, служащей для предохранения наиболее горячей, нижней части второй секции. Эта маленькая секция при износе ее может быть легко заменена без остановки и отключения всего рекуператора. Отходящие газы после защитной секции проходят снизу вверх шахту второй секции и опускаются вниз по шахте первой секции. Воздух поступает в нижнюю часть труб первой секции и опускается по трубам второй секции, совершая противоточное движение. Для предотвращения прогиба труб их слегка натягивают с помощью противовесов. При нагреве воздуха в таком рекуператоре до $500\text{--}700^\circ\text{C}$ первую секцию труб делают из обычной, а вторую — из жаропрочной стали. Трубчатые рекуператоры имеют поверхность нагрева до 1500 м^2 и коэффициент теплопередачи $15\text{--}25\text{ ккал}/(\text{м}^2\cdot\text{ч}\cdot^\circ\text{C})$. Они позволяют нагревать воздух до 700°C при температуре газов до 1000°C . Гидравлическое сопротивление их на воздушном пути $100\text{--}250\text{ мм вод.ст.}$ и на газовом пути $15\text{--}25\text{ мм вод.ст.}$

Радиационные рекуператоры применяют для работы на отходящих газах, имеющих высокую температуру ($1100\text{--}1600^\circ\text{C}$), при которой основным способом теплоотдачи от газов к дымовой поверхности рекуператора является излучение. Так как излучение пропорционально толщине слоя газов и не зависит от скорости их движения, то радиационные рекуператоры конструируют так, чтобы отходящие газы проходили в них с небольшой скоростью в канале большого поперечного сечения. Исследованиями установлено, что в радиационных рекуператорах максимальная температура стенки превышает температуру подогрева воздуха всего на $100\text{--}130^\circ\text{C}$, в то время как в описанных ранее конвективных рекуператорах температура стенки отличается от температуры воздуха на $200\text{--}300^\circ\text{C}$. Это позволяет радиационным рекуператорам из жаропрочной стали устойчиво работать при температуре отходящих газов до 1600°C , в то время как для конвективных рекуператоров предельная температура газов $\sim 1100^\circ\text{C}$. Радиационные рекуператоры имеют очень малое гидравлическое сопротивление на газовом пути, не превышающее $5\text{--}7\text{ мм вод.ст.}$, что позволяет устанавливать их без дымососов. Вследствие больших дымовых каналов и доступной дымовой поверхности радиационные рекуператоры могут успешно работать на запыленных высокотемпературных газах печей цветной металлургии.

По конструктивному оформлению радиационные рекуператоры бывают трех типов: цилиндрические, корзиночные и спиральные. Наиболее распространены цилиндрические радиационные рекуператоры, одна из разновидностей которых показана на рис. 205. Рекуператор состоит из двух концентрических цилиндров, сваренных из листов жаропрочной стали толщиной $4\text{--}6\text{ мм}$. По внутреннему цилиндру проходят дымовые газы, а в кольцевом пространстве между цилиндрами — нагреваемый воздух. Диаметр внутреннего цилиндра $0,6\text{--}1,6\text{ м}$ при ширине кольцевого воздуш-

ного пространства 10—70 мм. При температуре входящих газов выше 1100° С обычно применяют прямоточное движение газов и воздуха, при температуре до 1000° С — противоточное движение.

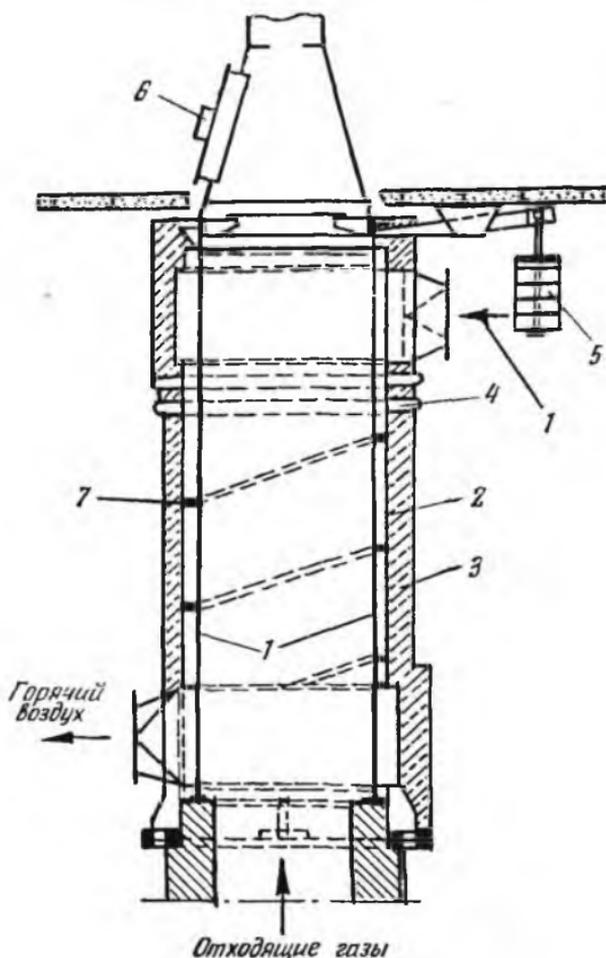


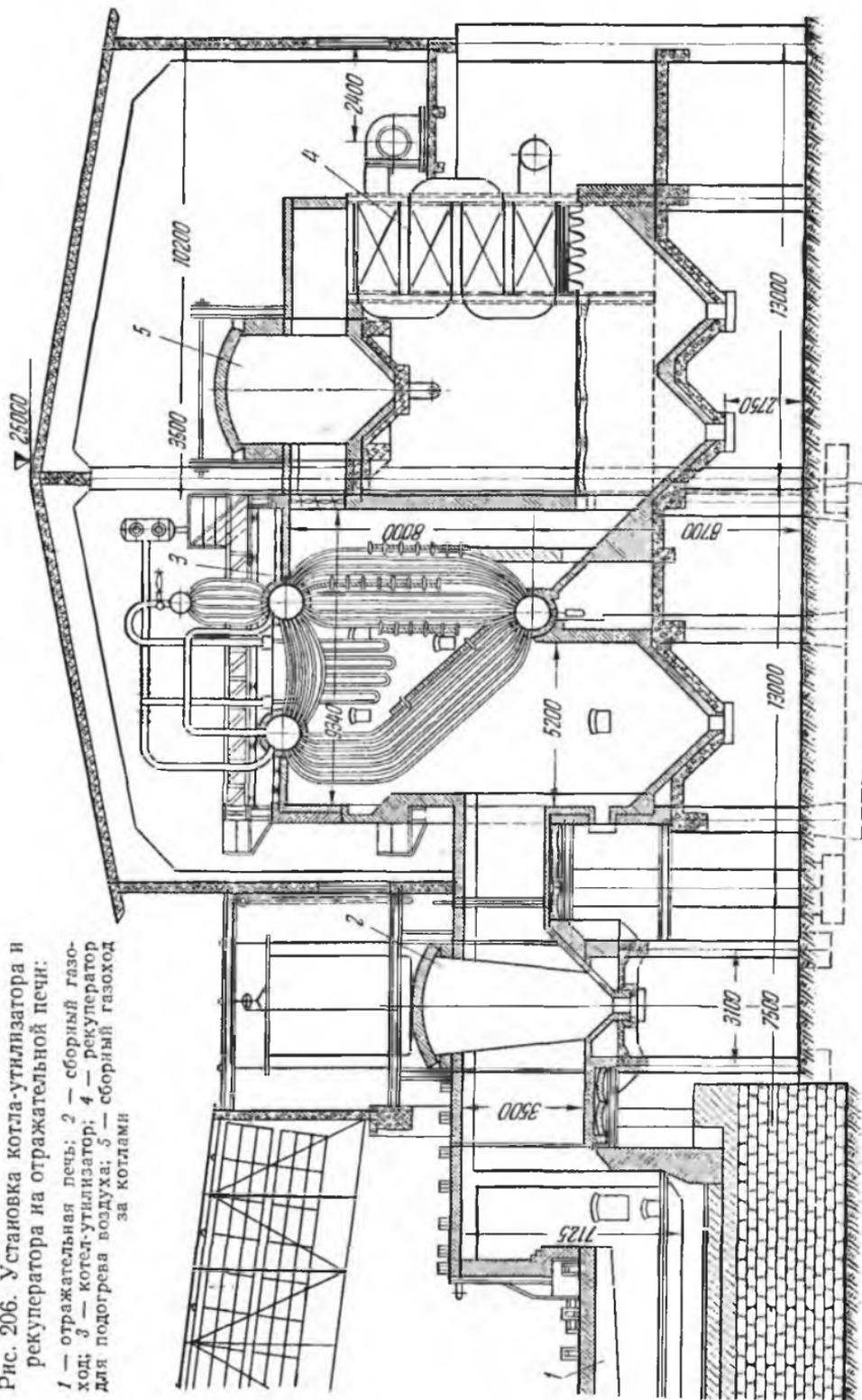
Рис. 205. Цилиндрический радиационный рекуператор:

1 — внутренний стальной цилиндр; 2 — наружный стальной цилиндр; 3 — теплоизоляция; 4 — компенсатор расширения; 5 — противовес; 6 — люк для чистки дымовой поверхности; 7 — направляющие воздушной щели

Радиационные рекуператоры работают при условной скорости отходящих газов около 1 м/сек и скорости воздуха 20—50 м/сек и обеспечивают при этих условиях коэффициент теплопередачи от газов к воздуху 20—25 ккал/(м²·ч·°С). Недостаток радиационных рекуператоров — невозможность использования в них тепла отходящих газов, имеющих температуру ниже 700—800° С.

Паровые котлы-утилизаторы, работающие на отходящих газах металлургических печей, устанавливаются у отражательных, рафинировочных и обжиговых печей и иногда у конвертеров. Обычно это водотрубные котлы с естественной или принудительной циркуляцией. Для длительной и устойчивой работы котлы-утилизаторы должны оборудоваться специальными устройствами, позволяющими эффективно бороться с заносом и зашлакованием их рабочей поверхности пылью и брызгами, содержащимися в газах печей цветной металлургии. Такими устройствами являются экранированные форкамеры, в которых газы и пыль частично охлаждаются, не соприкасаясь с боковыми экранами, и только после этого вступают в контакт с основным пучком труб, к которым охлажденная пыль и брызги прилипнуть уже не могут. Кроме того, котлы-утилизаторы оборудуют устройствами для обдувки и механической очистки трубок и дополнительными лазами, позволяющими просматривать и очищать все рабочие участки котла. Для удобства очистки и уменьшения заноса расстояние между трубками у котлов-утилизаторов несколько увеличено. Котлы-утилизаторы наиболее эффективно работают на непрерывно действующих печах большой мощности при температуре отходящих газов не ниже $500\text{--}800^\circ\text{C}$. После котла-утилизатора целесообразно устанавливать еще рекуператор, позволяющий использовать тепло газов, выходящих из котлов с температурой $250\text{--}350^\circ\text{C}$. Установка котла-утилизатора и рекуператора на отходящих газах отражательной печи показана на рис. 206. Паросъемы котлов, работающих на отходящих газах металлургических печей, составляют $15\text{--}40\text{ кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$. Методика расчета котлов-утилизаторов была дана в гл. 7. Подогрев шихты теплом отходящих газов осуществляется при спаренной работе двух печей — основной и печи для подогрева шихты. Возможны следующие комбинации спаренной работы печей: 1) плавильная печь типа отражательной, электрической или шахтной спарена с нагревательной и обжиговой печью типа барабанной или многоподовой; 2) обжиговая печь типа барабанной спарена с сушильной или нагревательной печью кипящего слоя; 3) плавильная печь спарена с другой такой же плавильной печью, работающей на подогреве загруженной в нее холодной шихты теплом газов, отходящих из первой печи; 4) двухкамерные плавильные печи, в которых вторая камера работает за счет тепла отходящих газов из первой камеры и в ней подогревается и даже плавится загружаемая шихта. Обработка шихты отходящими газами позволяет сушить ее, обжигать, частично восстанавливать и нагревать, что уменьшает теплотребление шихты в основной печи, снижает расход топлива и электроэнергии и интенсифицирует ход основного процесса. Этот способ утилизации тепла отходящих газов весьма эффективен и ему принадлежит в цветной металлургии большое будущее.

Рис. 206. Установка котла-утилизатора и рекуператора на отражательной печи:
 1 — отражательная печь; 2 — сборный газосбор; 3 — котел-утилизатор; 4 — рекуператор для подогрева воздуха; 5 — сборный газосбор за котлами



Тепло жидких шлаков может быть использовано для получения горячей воды с температурой до 80°C . Схема действующей промышленной установки для использования тепла отвальных шлаков плавильных электрических и отражательных печей приведена на рис. 207. Жидкий шлак с температурой $1200\text{--}1300^{\circ}\text{C}$ из печей поступает в грануляционный желоб, где подвергается грануляции водой. Гранулированный шлак и горячая вода сносятся в приемник, откуда горячая вода переливается в отстойник и далее в цистерну, а шлак удаляется в отвал с помощью гидроэлеватора. В цистерне-аккумуляторе расположены тепло-

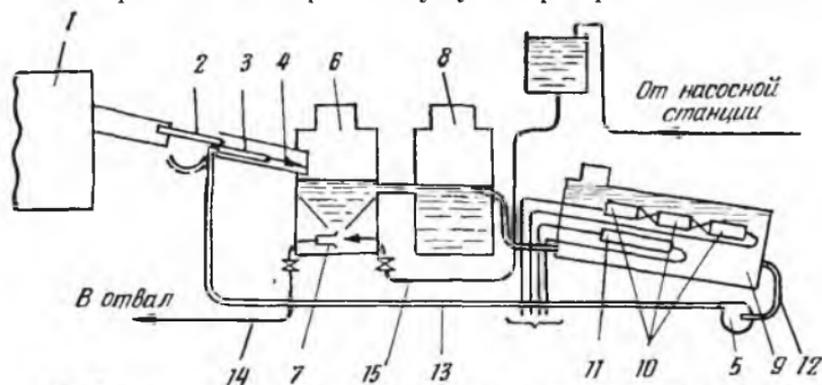


Рис. 207. Схема установки для использования тепла отвальных шлаков:

1 — плавильная печь; 2 — кессонированный желоб; 3 — охлаждаемый патрубок; 4 — грануляционный желоб; 5 — насос; 6 — приемник; 7 — гидроэлеватор для шлака; 8 — отстойник; 9 — цистерна-аккумулятор; 10, 11 — теплообменники; 12, 13 — трубопроводы оборотной воды; 14 — шлакопровод; 15 — напорная магистраль к элеватору

обменники 10 и 11, в которых циркулирует вода, используемая в душевых и отопительной системе. На одном из отечественных заводов такая установка позволяет экономить до 3500 т угля в год, ранее расходовавшегося на душевые и отопление.

Тепло, уносимое из охлаждаемых деталей печей, наиболее эффективно может быть использовано не при простом водяном охлаждении, а при испарительном водяном охлаждении или при охлаждении высокотемпературными теплоносителями. При простом водяном охлаждении печных деталей температура выходящей воды не выше $30\text{--}40^{\circ}\text{C}$ (вода из кессонов, шиберов, электродозажимов). Использование такой воды весьма ограничено и она может применяться только для душевых или питания паровых или водогрейных котлов. Испарительное охлаждение с помощью кипящей воды дает возможность получать пар под избыточным давлением $0,7\text{--}3\text{ ат}$, почти полностью используемый для заводских нужд. При испарительном охлаждении резко снижается расход воды и на печах многих типов не уменьшается срок службы охлаждаемых деталей. Перспективно также применение для охлаждения деталей вместо воды различных теплоносителей с высокой температурой кипения, позволяющих отбирать тепло при температуре теплоносителя $100\text{--}300^{\circ}\text{C}$.

Глава 15

Снабжение печей воздухом, кислородом и водой

Металлургические печи потребляют весьма значительные количества сжатого воздуха, кислорода и производственной воды. Сжатый воздух и кислород расходуются в печах для окислительных технологических процессов, для сжигания топлива и иногда для охлаждения элементов печей. Производственную воду в основном используют для охлаждения элементов печей (до 95% от общего потребления) и на различные производственные нужды. Наибольшие потребители сжатого воздуха и кислорода — шахтные, отражательные и обжиговые печи и конвертеры. Для этих печей требуется воздуха, $m^3/мин$: шахтных 400—1500; отражательных 400—1000; обжиговых 100—600; конвертеров 200—1000. Потребление кислорода для обогащения воздушного дутья составляет для печей цветной металлургии от 0,5 до 21% от объема их воздухопотребления. Избыточное давление потребляемого печами воздуха обычно находится в пределах 0,02—1,5 ат и иногда достигает 6—10 ат. Потребление воды на охлаждение печей составляет, $m^3/ч$: шахтных 100—1000; отражательных и рафинировочных 50—250; нагревательных 50—400; электрических 50—200. Давление воды в системах охлаждения печей 2—12 ат.

1. Воздухоснабжение печей

Воздух к печам подается с помощью воздухоподающих машин, которые можно классифицировать, в зависимости от избыточного давления воздуха, на следующие группы: 1) вентиляторы до 1000 мм вод. ст.; 2) воздуходувки, 0,1—3 кг/см²; 3) компрессоры, свыше 3 кг/см².

В зависимости от принципа действия воздухоподающие машины разделяются на поршневые и центробежные. Для снабжения металлургических печей обычно применяют центробежные машины, характеризующиеся большими производительностями по сравнению с поршневыми. В табл. 34 приведены характеристики некоторых центробежных воздухоподающих машин, применяющихся для воздухоснабжения металлургических печей.

Воздухоподающие машины металлургических заводов обычно размещают на специальных воздуходувных станциях, где для них

Характеристика некоторых центробежных воздухоподающих машин

Тип машины	Производительность, м ³ /мин	Конечное давление или повышение давления, ат	Номинальная мощность привода, квт	Завод-изготовитель
ЦК-100-61	100	5,5	630	Казанский компрессорный завод
К-250-61-1	250	9,0	1 750	Энергомаш
К-500-61-1	525	9,0	3 500	
К-1500-62-1	1290	7,5	12 000	Невский завод имени В. И. Ленина
К-1500-62-2	1590	7,5	12 000	
900-31-2	1000	3,45	3 500	
900-31-1	900	2,9	3 500	Энергомаш
670-24-1	700	2,2	1 500	
360-22-1	310	2,4	800	
3600-11-1	3600	1,29	2 500	Невский завод имени В. И. Ленина
ТВ-200-1,25	200	2600 *	160	Узбекхиммаш
ТВ-450-1,08	450	800 *	160	
ВВД № 8, № 9, № 11	От 20 до 300	От 100 до 580 *	—	Тульский котельно-вентиляторный завод

Специально для подачи кислорода

КТК-12,5/35	236	34	3500	Казанский компрессорный завод
КТК-100	117	14	1500	
ТГ-175-1,6	170	6600 *	320	Узбекхиммаш

* В мм вод. ст.

обеспечивается рациональный режим эксплуатации и квалифицированное обслуживание. В ряде случаев, особенно для машин низкого давления, (вентиляторы, реже воздуходувки), они располагаются непосредственно около печей, что уменьшает затраты на сооружение воздухопроводов и позволяет устранить потери давления в сети.

Воздуходувные станции целесообразно располагать вблизи от металлургических цехов, потребляющих сжатый воздух. Для крупных заводов, имеющих в своем составе несколько металлургических цехов, находящихся в отдалении один от другого, воздуходувные станции правильнее делать цеховыми вместо единой общезаводской станции. Воздух от воздуходувной станции к печам

может подаваться по параллельной схеме, при которой все воздуходувные машины работают параллельно и нагнетают воздух в общий воздухопровод (рис. 208, а), а также и по индивидуальной схеме, когда воздуходувка работает через индивидуальный воздухопровод только на определенную печь (рис. 208, б).

Каждая схема имеет свои преимущества и недостатки. При параллельной схеме общая производительность машин снижается, но зато обеспечивается более гибкая работа системы и требуется меньшая резервная мощность машин. При индивидуальной схеме производительность работающих машин используется более полно,

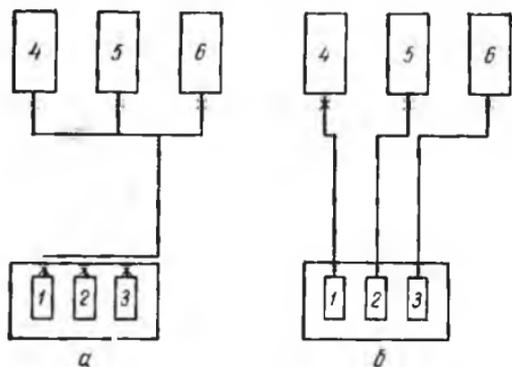


Рис. 208. Схема воздуроснабжения металлургических печей:

а — параллельная; б — индивидуальная; 1, 2, 3 — воздуходувки; 4, 5, 6 — печи

но необходимый резерв мощности машин может достигать 100%. Кроме того, значительно возрастает длина воздухопроводной сети. Более распространена параллельная схема. Воздух перед поступлением в воздуходувки очищают от пыли на специальных фильтрах. Воздухопроводная система оборудована регулирующими и отсекающими задвижками, расположенными на станции и около печей, а также отводами для стравливания избыточного воздуха в моменты крат-

ковременных отключений печей от воздухопроводной сети.

Воздухопроводы собирают из стальных труб диаметром от 0,1 до 1,5 м, рассчитанных на соответствующее давление. Для регулирования расхода применяют газовые задвижки. Воздухопроводная сеть обычно располагается над поверхностью земли на специальных колоннах или крепится к колоннам цехов. Иногда воздухопроводы укладывают в каналы, углубленные в землю, но доступные для осмотра и ремонтов. Воздух к печам обычно подводится по кольцевому воздухопроводу, обеспечивающему одинаковое питание всех воздухопотребляющих узлов печи.

Для производства кислорода на металлургических заводах обычно сооружают специальные кислородные станции, вырабатывающие технический кислород, содержащий 95—98% O_2 . Известны случаи централизованного снабжения кислородом группы металлургических заводов от единой крупной центральной кислородной станции по системе дальних кислородопроводов высокого давления. При ограниченном потреблении кислорода возможна его доставка на завод специальными автомашинами, оборудованными цистернами для жидкого кислорода и испарительными устройствами. Сырьем для получения кислорода служит атмосферный

воздух, содержащий его в несвязанном виде в количестве 20,93% по объему. Наиболее экономичный из известных в настоящее время способ разделения воздуха — его низкотемпературная ректификация, основанная на использовании разницы в температурах кипения сжиженных газов.

Схема получения кислорода из воздуха состоит из двух основных операций — сжижения воздуха и последующего его разделения на отдельные газовые составляющие. Для сжижения воздух предварительно сжимают до 70—200 ат с последующим расширением, при котором происходит глубокое охлаждение воздуха, вызывающее его сжижение. Полученный сжиженный воздух поступает в ректификационные колонны, где в процессе испарения он разделяется на кислород, азот и другие газовые составляющие. В схеме получения кислорода большое значение имеют теплообменные устройства, в которых охлаждается сжатый воздух, поступающий на разделение, и нагреваются конечные продукты разделения.

Воздух, поступающий на производство кислорода, очищают от пыли и из него удаляют влагу и углекислоту. Получение кислорода требует значительного расхода электроэнергии, который в наиболее крупных и совершенных установках составляет 0,45 квт · ч/м³. Стоимость кислорода, производимого на крупных кислородных станциях, зависит от стоимости электроэнергии и составляет 0,6—1,2 коп. за 1 м³. В настоящее время в СССР выпускают установки для производства кислорода малой, средней и большой производительности. В табл. 35 приведены характеристики некоторых из этих установок.

Т а б л и ц а 35

Характеристика кислородных установок

Показатели	Тип установки					
	УКГС-100-1	КТ-1000	КТ-3600	БР-5	БР-1	БР-2
Производительность, по кислороду, м ³ /ч	125	1000	3600	6000	15 000	35 000
Содержание O ₂ в техническом кислороде, %	99,2	98	96—98	96—97	96—97	96—97

На основе этих установок Гипрокислород разработал три типовых проекта кислородных станций: 1) малой — одна установка УКГС-100-1; 2) средней — три установки КТ-3600; 3) крупной — три установки БР-1. Обычное давление кислорода, получаемого на станциях, составляет 500 мм вод. ст., и для подачи кислорода

в заводскую сеть и к печам требуется установка кислородных компрессоров соответствующего давления и производительности.

Кислородные станции сооружают на территории металлургических заводов в необходимом отдалении от основных заводских сооружений по требованиям техники безопасности. Иногда для хранения кислорода сооружают газгольдеры, работающие при давлении до 400 мм вод. ст. Кислород к печам подается по кислородопроводам, смонтированным из стальных труб. Применяют подземную и надземную прокладку кислородопроводов. Кислородопроводы обязательно окрашивают снаружи в голубой цвет. Диаметр кислородопроводов находят по скорости 10—20 м/сек. Кислородопроводы оборудуют запорной и регулирующей герметизированной арматурой.

Наиболее безопасная система подачи кислорода в металлургические печи — подача его по самостоятельным кислородопроводам до самой печи, без подмешивания его в воздухоподводящую систему печей, что предотвращает возможность пожаров и взрывов в этой системе. Поэтому на заводе сооружают один или несколько магистральных кислородопроводов, от которых делают отводы к отдельным печам. Кислород в печи рекомендуется подавать также отдельно от воздуха и топлива с тем, чтобы они смешивались в самом топочном объеме печей или только на выходе из горелок и фурм. Поэтому в горелках и форсунках кислород подводится по отдельному изолированному каналу под струю топлива или вокруг нее со смещением их на выходе. В фурмах также рационально подавать кислород по самостоятельной трубке, изолированной от воздушного канала, до самого выхода струи из фурмы. Кислород при неосторожном обращении с ним может явиться причиной пожаров и взрывов. Поэтому если на заводе имеется кислородное хозяйство, необходимо строго соблюдать специальные меры предосторожности и правила техники безопасности. Особо следует избегать соприкосновения кислорода со смазочными маслами, эмульсиями и обжигенными поверхностями. При пуске кислородных систем и кислородопроводов обязательно их обезжиривание промывкой дихлорэтаном и продувкой инертными газами.

2. Водоснабжение печей

Наиболее распространенная система промышленного водоснабжения печных цехов — схема с оборотом воды (рис. 209). Здесь насосами 1 вода из охлаждающего устройства 2 подается в трубы распределительной сети 3 к производственным агрегатам 4. Нагретая вода поступает в трубы другой сети 5 (на рисунке эта сеть дана пунктиром) и отводится на охлаждающие сооружения 2 (градирни, брызгальные бассейны, охладительные пруды и т. п.). Свежая вода добавляется из источника через водоприемник 6 насосами 7 по водоводам 8. В рассматриваемой схеме водоснабже-

ния имеются две насосные станции: заборная станция первого подъема 7 и циркуляционная станция 1. Схема с оборотом воды позволяет резко снизить расход свежей воды, забираемой из источника водоснабжения, который составляет обычно не более 10—20% от общего водопотребления системы. Кроме того, оборот воды позволяет снизить необходимые расходы на подготовку воды (очистку, смягчение и т. д.).

Для перемещения и подъема воды с системах заводского водоснабжения применяют поршневые, центробежные и бесприводные (эрлифты) насосы. Наибольшее распространение на металлургических заводах имеют центробежные насосы производительностью от 10 до 3600 м³/ч с напором от 20 до 100 м вод. ст., приводимые в действие электродвигателями мощностью от 10 до 700 квт. Поршневые насосы используют преимущественно для подачи пульп. Насосы помещают в специальных помещениях — насосных станциях, которые по своему назначению подразделяются на станции 1-го подъема (забор из источника водоснабжения), циркуляционные, повысительные и др.

Насосные станции 1-го подъема предназначены для подачи воды из источника водоснабжения к промышленному предприятию и расположены обычно вне территории предприятия на берегу реки или водохранилища. При оборотной схеме водоснабжения насосные станции 1-го подъема подают воду потребителям, расходующим ее в процессе производства безвозвратно, а также для покрытия потерь воды в циркуляционных системах на испарение, унос и продувку. Циркуляционные насосные станции располагают обычно на территории металлургического завода, они обслуживают одну или несколько циркуляционных систем. Повысительные станции также находятся на территории завода или цеха и предназначены для повышения имеющегося в сети напора для отдельных объектов.

Для бесперебойной работы насосных станций их обязательно оборудуют резервными насосами, позволяющими обеспечивать бесперебойное водоснабжение заводских агрегатов.

Для подачи свежей и оборотной воды и циркуляции ее в оборотных системах водоснабжения на металлургических заводах сооружают водопроводную сеть, которая может быть кольцевой

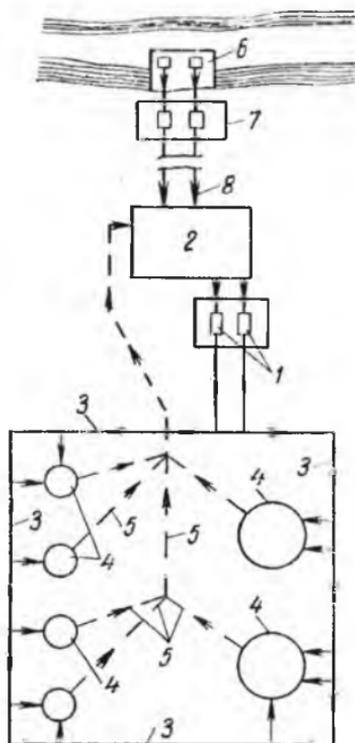


Рис. 209. Схема водопровода металлургического завода с оборотом воды

и тупиковой. И та и другая системы водопроводной сети обычно имеют не менее двух дублирующих водоводов. При двух водоводах каждый из них должен обеспечивать подачу в нормальных условиях 50%, а в аварийных — не менее 70% расчетного расхода воды.

Для объектов, требующих высокой степени обеспечения надежности водоснабжения и не допускающих перерывов в подаче воды даже на несколько минут (например, системы охлаждения элементов печей), не рекомендуются кольцевые водопроводные сети. Воду следует подавать по двум параллельным водоводам.

Для водопроводных сетей применяют чугунные, асбоцементные, железобетонные и стальные трубы диаметром от 50 до 1600 мм, рассчитанные на давление 3—50 кг/см² и выше. Диаметр труб для сооружения водоводов определяют по количеству воды и скорости ее движения 0,8—1,2 м/сек. Водопроводные сети чаще всего прокладывают прямо в земле или в подземных туннелях и в случае применения стальных труб покрывают снаружи антикоррозийной изоляцией. Цеховую разводящую сеть и подводящие к печам водоводы в значительной своей части делают наружными и крепят на строительных конструкциях цехов и специальных эстакадах и опорах. Водопроводную сеть оборудуют запорной и регулирующей раскол арматурой.

Для охлаждения нагретой воды из системы оборотного водоснабжения специально сооружают: 1) открытые водоемы (пруды, реки, озера); 2) брызгальные бассейны; 3) градирни; 4) смешанные охладители. Выбор типа охлаждающего сооружения зависит от местных природных и климатических условий и объема оборотной воды.

В зависимости от качества и загрязненности воды в источниках водоснабжения, а также требований к чистоте и жесткости воды, предъявляемых заводскими агрегатами, воду, поступающую в водопроводную сеть металлургического завода, очищают. Повышенные требования к очистке технической воды предъявляют системы охлаждения элементов печей, особенно системы с испарительным охлаждением. Они могут питаться водой, очищенной от механических примесей, с жесткостью, не превышающей 0,10—0,15 мг-экв/л, и с содержанием растворенного кислорода менее 0,1 мг/л. Полностью должна быть удалена из воды, идущей на испарительное охлаждение печей, свободная углекислота. От механических примесей воду очищают отстаиванием с коагуляцией и фильтрацией. Для умягчения воды, стабилизации, обезжелезивания и снижения кислотности применяют известкование ее негашеной известью с последующим отстаиванием и фильтрацией.

Воду, содержащую растворенные карбонаты, подкисляют серной кислотой и обрабатывают специальными реагентами, например дымовыми газами.

Системы водоснабжения промышленных предприятий должны иметь защитные устройства от гидравлических ударов и воздушные трубы для выпуска накапливающегося воздуха.

Глава 16

Обжиговые печи и сушила

1. Общая характеристика обжига

Обжигом называются все физико-химические превращения материалов, происходящие при их нагревании без доведения до полного расплавления.

По химизму происходящих процессов различают следующие разновидности обжига: окислительный, сульфатизирующий, кальцинирующий, хлорирующий, восстановительный и шлакующий.

По физическому состоянию получающегося обожженного продукта существуют два типа процесса: обжиг на порошок и обжиг со спеканием.

По характеру промышленного осуществления обжига на порошок известны две его разновидности: обжиг в слое и обжиг во взвешенном состоянии.

В соответствии с перечисленными разновидностями применяют следующие типы обжиговых печей:

1) многоподовые механические печи; 2) барабанные вращающиеся печи; 3) печи для обжига во взвешенном состоянии; 4) печи для обжига в кипящем слое; 5) агломерационные машины; 6) шахтные печи.

В цветной металлургии наибольшее значение имеет окислительный обжиг сульфидных руд, концентратов и полупродуктов, применяющийся в производстве меди, никеля, свинца, цинка, олова, редких и благородных металлов. В производстве легких металлов — алюминия и магния — применяют шлакующий, спекающий и кальцинирующий обжиг.

В многоподовых и барабанных печах обжигаемый материал располагается слоем толщиной 50—400 мм, вследствие чего газообмен и теплообмен происходит в основном на открытой, активной поверхности слоя. Так как диффузия газов и проникновение тепла ограничиваются очень тонким поверхностным слоем материала,

то главное условие интенсивности окисления и нагрева материалов в слое — непрерывное его движение, в результате которого активная поверхность слоя все время обновляется. Вследствие этого движение материалов в многоподовых и барабанных печах, осуществляемое перегреванием и пересыпанием, существенно влияет на производительность и показатели работы этого типа печей.

Основное преимущество печей для обжига в слое — возможность подготовки в них шихты для плавильных печей — отражательных и электрических. Эта подготовка шихты состоит из собственно обжига шихтовых материалов, тщательного их перемешивания и подогрева всей шихты теплом экзотермических реакций до 400—600° С.

Процесс перемешивания твердых материалов способствует развитию в твердой фазе различных обменных реакций, иногда весьма важных для физико-химических преобразований шихты, например в барабанных печах для шлакующего спекания глиноземистой шихты. Положительным свойством этого типа печей следует считать также возможность ограничения размера уноса пыли соответствующим снижением скорости газов.

Основной недостаток обжиговых печей для обжига в слое — недостаточный контакт материала с газовой фазой — только по открытой поверхности, в то время как главная масса обжигаемого материала скрыта в глубине толстого слоя, куда доступ газов и тепла весьма затруднен. Вследствие малой интенсивности газообменных и теплообменных процессов обжиг материалов в перегреваемом слое идет вяло и для его завершения требуется длительное время пребывания материала в печи — от 2 до 10 ч.

Стремление уничтожить основной недостаток в работе печей для обжига в слое и значительно интенсифицировать процесс обжига привело к созданию новых промышленных процессов, известных под общим названием обжига во взвешенном состоянии. Суть обжига во взвешенном состоянии заключается в ликвидации плотного слоя материала, который перемешивается с воздухом. Создаются аэросмеси с различным соотношением твердого материала и газовой фазы. В этих аэросмесях каждая частица обеспечена достаточным количеством кислорода и активно участвует в теплообмене, что резко интенсифицирует процесс обжига и сокращает время его протекания до нескольких секунд. В настоящее время для обжига во взвешенном состоянии в промышленности существуют две конструкции печей: для обжига во взвешенном состоянии и для обжига в кипящем слое.

Печи для обжига во взвешенном состоянии работают по принципу топок для сжигания пылевидного угля. Обжигаемый материал, предварительно тщательно подсушенный и тонкоизмельченный, вдувают в виде аэросмесей горелками в разогретое рабочее пространство печей, где в течение нескольких секунд полета ча-

стички материала обжигаются, обычно с высокой степенью десульфуризации.

В печах для обжига в кипящем слое обжигаемый материал, предварительно достаточно измельченный и подсушенный до содержания в нем не выше 6% влаги, подается специальными питателями в рабочее пространство печи. Там в результате непрерывного поступления воздуха через многочисленные отверстия в поду обжигаемый материал поддерживают и перемешивают в разрыхленном состоянии. Внешнее состояние материала при этом напоминает процесс кипения воды, что породило название этого состояния — кипящее, или псевдожидкое. Кроме того, вследствие непрерывного перемешивания твердого материала и многочисленных ударов твердых частичек одна о другую частично удаляется газовая пленка и пленка образующихся окислов, что в свою очередь способствует успешному протеканию обжига.

Наряду с отмеченными преимуществами обжига во взвешенном состоянии у этого процесса имеются и серьезные недостатки. К ним следует отнести в первую очередь усиленный унос пыли из печей, достигающий 50% и более, и невозможность использования обжиговых печей для изготовления шихтовых смесей из материалов различной крупности и различной плотности. Кроме того, ухудшается взаимодействие материалов в твердой фазе, что иногда может затруднить получение огарка желаемого состава. Наконец, весьма серьезный недостаток печей для обжига в кипящем слое — повышенное настылеобразование при обжиге материалов, склонных к спеканию.

Агломерационные машины работают на материале, лежащем в виде слоя толщиной 100—400 мм, через который просасываются воздух и газы. Здесь параллельно с окислением и шлакообразованием протекают процессы частичного оплавления материалов, вызывающие склеивание отдельных кусков в пористый спек.

Шахтные печи для окислительного обжига материалов в цветной металлургии не применяют.

В зависимости от содержания серы в исходном материале и конечных продуктах обжиговые печи могут работать с различным расходом углеродистого топлива — от 0 до 100% по отношению к массе обжигаемого материала. Потребность в углеродистом топливе уменьшается при увеличении содержания серы в исходных материалах и конечных твердых и газообразных продуктах обжига, а также при понижении температуры отходящих газов. Поэтому, например, для частичного обжига многосернистого материала расход углеродистого топлива приближается к нулю и вся потребность в тепле покрывается в результате экзотермических реакций окисления сульфидов. В ряде случаев имеются даже избытки тепла, которые надо удалять из печей. При полном обжиге малосернистого материала расход углеродистого топлива значителен. Температура отходящих газов обжиговых печей опреде-

ляется условиями технологического процесса икондией обожженного материала, которые требуют, чтобы в конце печи был определенный уровень температуры.

2. Многоподовые печи

Конструкция современных многоподовых механических печей для обжига сульфидных материалов в слое показана на рис. 210.

Печь состоит из вертикального цилиндрического железного кожуха, фасонной шамотной футеровки и перегребающего устройства.

Кожух печи сварен из котельного железа толщиной 10—12 мм. По высоте кожуха имеется большое число окон с литыми чугунными дверками, располагающимися по окружности против каждого пода. Футеровка печи состоит из цилиндрического шамотного слоя, выкладываемого из кирпича толщиной 150—250 мм, и слоя теплоизоляции 10—50 мм, располагающегося между кожухом и шамотной кладкой.

В некоторых конструкциях печей шамотную кладку заменяют литой или сборной футеровкой из огнеупорного бетона.

Обжиговые поды выложены в виде сферических сводов из фасонного шамотного кирпича толщиной от 150 до 250 мм. В подах устроены отверстия для пересыпания материала и прохода газов, располагающиеся попеременно по центру или по периферии. Число подов в современных печах варьирует от 6 до 16.

Перегребающее устройство представлено центральным стальным пустотелым валом и закрепленными в нем рукоятями с гребками.

Число рукоятей для каждого пода от 2 до 4, а число гребков на каждую рукоять от 12 до 20.

Перегребающее устройство приводится во вращение электромотором мощностью 10—20 квт через специальный редуктор, расположенный под печью. Центральный вал и рукояти охлаждаются обычно воздухом от специального вентилятора, а воздух из системы охлаждения, нагретый до 120—200° С, можно использовать в печи для обжига.

Шихта в печь поступает сверху через питатели, подающие ее на верхний под. Печные газы отводятся через газоотводящий патрубок, расположенный в верхней части печи. Обожженный материал выпускается самотеком через отверстия в нижнем поду в бункер или специальную тару.

Во время работы многоподовой печи обжигаемые материалы совершают сложный зигзагообразный путь сверху вниз, а печные газы проходят встречным потоком снизу вверх.

Характеристика многоподовых печей различных размеров приведена в табл. 36.

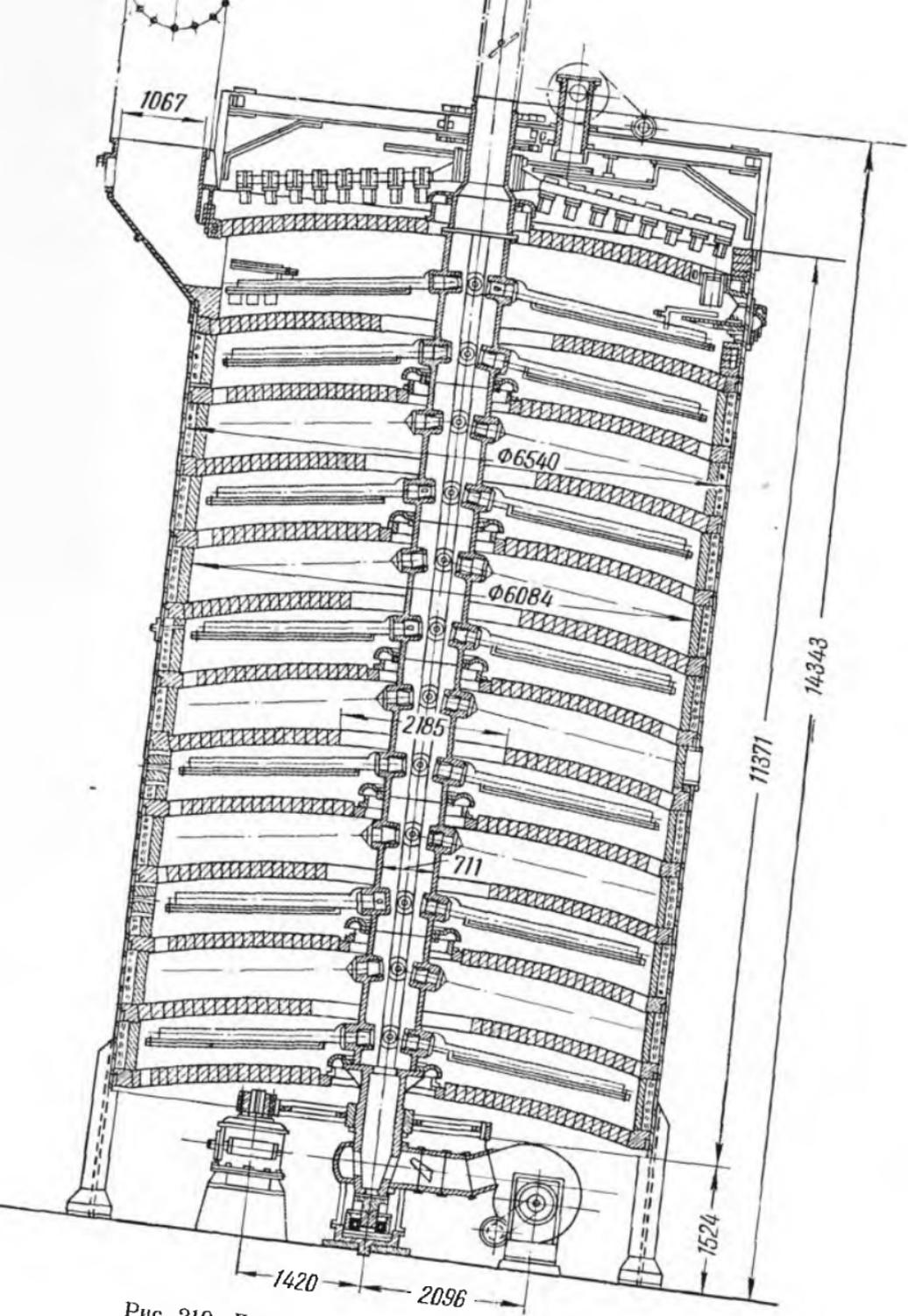


Рис. 210. Двенадцатиподовая обжиговая печь

Характеристика многоподовых печей

Показатели	Тип печей для обжига				
	серного колчедана			цинковых, медных и никелевых материалов	
	1	2	3	1	2
Поверхность рабочих подов, m^2	37	107	140	230	300
Число подов	5+1	7+1	7+1	7+1	12+1
Диаметр кожуха, мм	3550	5400	6054	7500	6 540
Высота кожуха, мм	3050	5050	6110	8780	11 371
Расстояние между подами, мм	—	320	450	—	700
Число дверок на один под	—	4	4	—	—
Диаметр вала, мм	358	600	900	1500	710
Длина рукояти, мм	—	2168	2473	—	2650
Число гребков на рукояти	—	—	21/18	—	14
Вентилятор, производительность, $m^3/ч$	3600	4500	5000	5000	9000
Напор, мм вод. ст.	300	350	350	300	400
Мотор печи, квт	4,5	4,5	4,5	6,8	11
Скорость вращения вала, об/мин	1	1	1	1—2	1—2
Удельная производительность по исходной шихте, $t/(m^2 \cdot сутки)$		0,15—0,30		0,2—1,3	
Степень десульфурации, %		92—97		95—40	
Расход условного топлива, %		Нет		0,1—5	
Время пребывания материала в печи, ч		10—5		10—2	
Максимальная температура в печи, $^{\circ}C$		800—900		700—1000	

3. Барабанные печи

Рассмотрим конструкцию барабанных вращающихся печей на примере противоточной печи для окислительного обжига сульфидных материалов (рис. 211).

Печь состоит из горизонтального цилиндрического железного кожуха, футерованного изнутри огнеупорным кирпичом, опорных устройств и привода, головок — топочной и газоотводящей и холодильника.

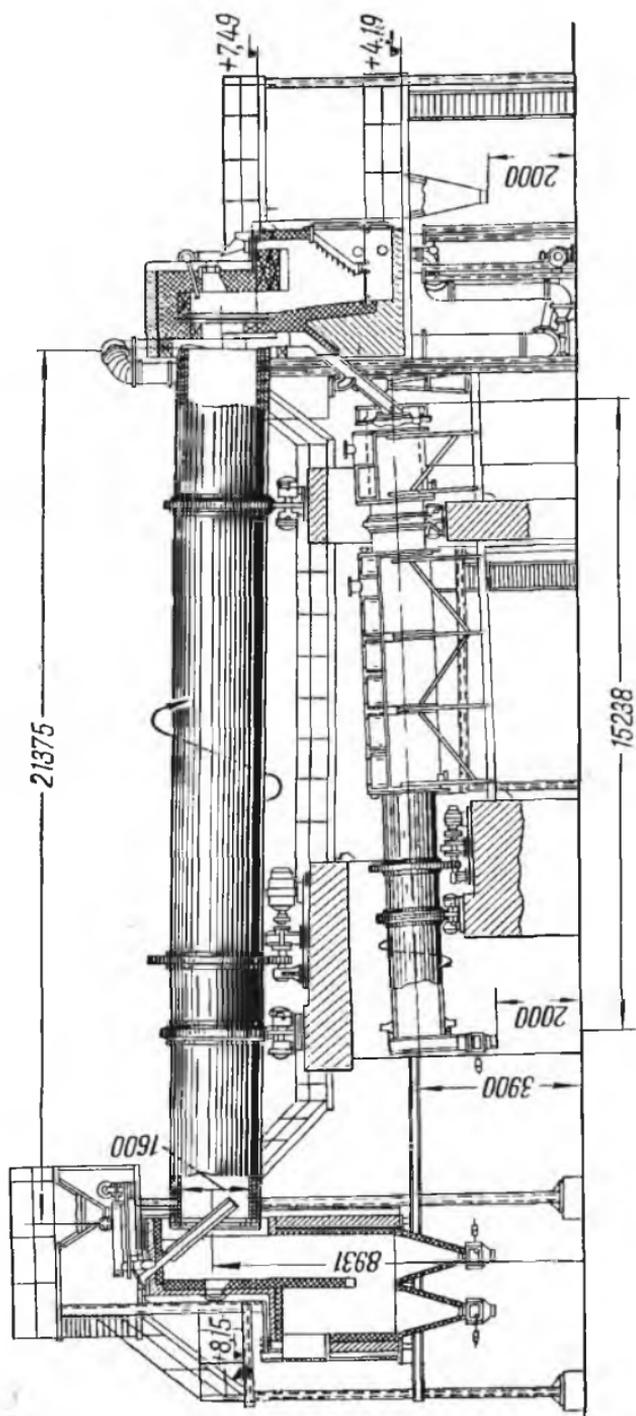


Рис. 211. Барабанная вращающаяся печь для окислительного обжига

Кроме этих основных конструктивных элементов, барабанные печи могут иметь перегребающие и теплообменные устройства, а также специальные устройства для подачи твердых и газообразных материалов в отдельные зоны печи через отверстия в кожухе.

Кожух печи обычно по всей длине глухой, сварен из листового железа толщиной 10—30 мм. В некоторых печах по длине печи диаметр кожуха изменяют для создания различного поперечного сечения. При большом диаметре печей кожух усиливают кольцами жесткости.

Внутренняя поверхность кожуха футерована шамотным, магнетитовым или высокоглиноземистым кирпичом с прокладкой около кожуха теплоизоляционного слоя. Толщина футеровки обычно 200—300 мм, толщина теплоизоляции 10—30 мм.

На наружной поверхности кожуха закреплены опорные стальные бандажи, опирающиеся на ролики. Печь со скоростью 0,6—2 об/мин вращается электродвигателем мощностью 40—1000 квт через специальный редуктор и открытую зубчатую передачу, заканчивающуюся большой венцовой шестерней, закрепленной на кожухе.

Топочная головка печи состоит из топочной камеры, приборов для подачи топлива, приспособления для выгрузки обожженного материала и уплотнительного устройства, перекрывающего щель между вращающимся барабаном печи и неподвижной топочной камерой.

Газоотводящая головка печи состоит из газоотводящей камеры, питающего шихтой устройства и уплотнения. Холодильники, применяемые для охлаждения горячего обожженного материала, имеют различные конструкции: барабанные рекуператорные, колосниковые, кипящего слоя и др. На рис. 211 показан барабанный холодильник, представляющий собой вращающийся железный барабан с теплообменными устройствами, охлаждаемыми водой или воздухом.

Перегребающие и теплообменные устройства барабанных печей и их холодильников представлены перегребающими лопастями и полками из жароупорных сплавов или огнеупоров, ячеевыми и цепными завесами.

В зоны, удаленные от концов барабана, твердые материалы и газы подаются загрузочными улитками и фурмами, укрепленными на кожухе и вращающимися вместе с корпусом печи.

Во время работы барабанной печи обжигаемые материалы движутся от газоотводящей головки к топочной, а печные газы — в обратном направлении.

Обожженный материал выгружается через течку в топочной головке, подающую огарок в холодильник.

Подогретый в холодильнике воздух обычно подается в топочную головку печи.

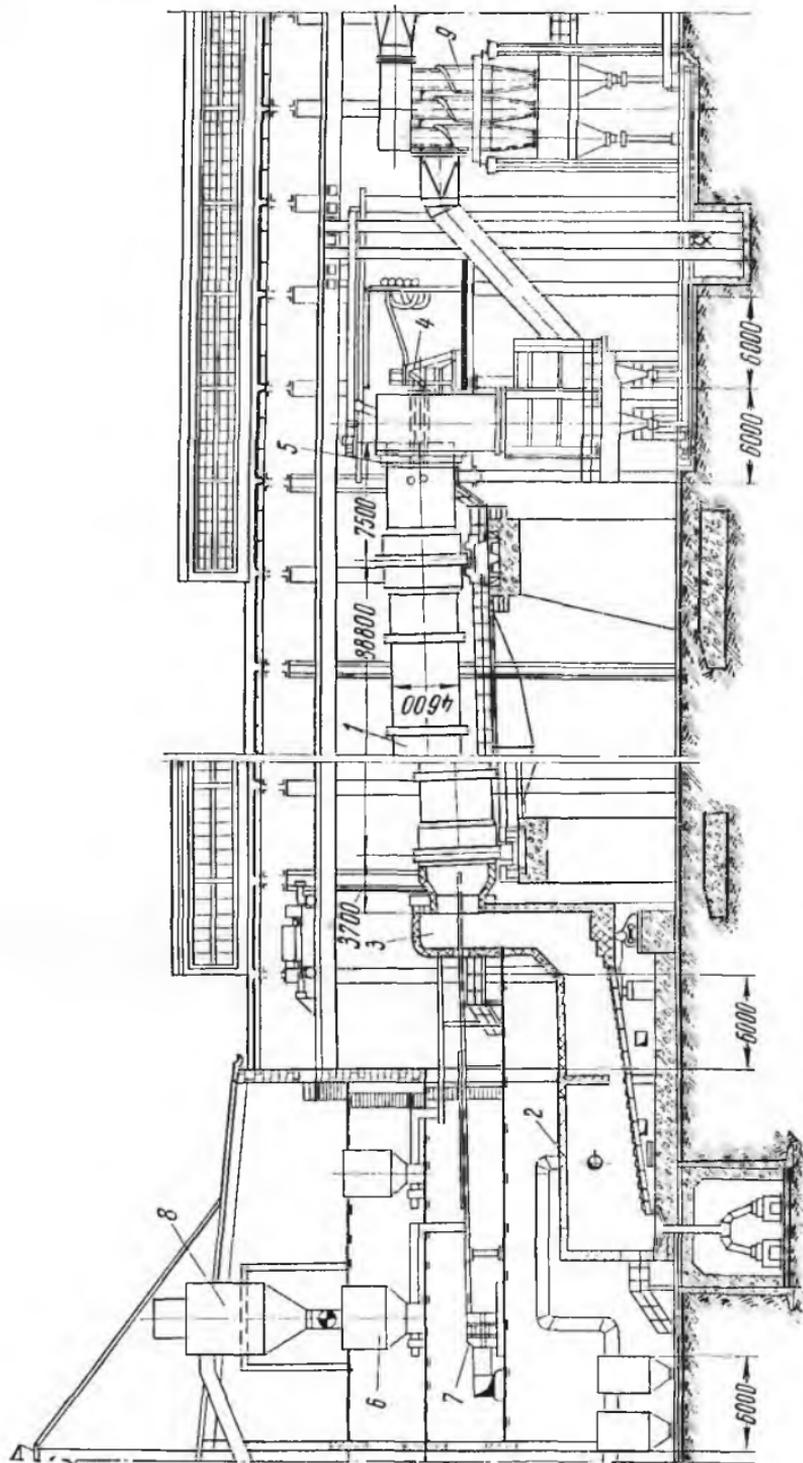


Рис. 212. Барабанная печь для мокрого спекания бокситов:

1 — корпус печи; 2 — колосниковый холодильник для спека; 3 — топочная головка печи; 4 — загрузочная головка печи; 5 — форсунка для пудры; 6 — бункер угольной пыли; 7 — вентилятор для подачи первичного воздуха в пылеугольную горелку; 8 — циклон для угольной пыли; 9 — батарея циклонов

Конструкция барабанной печи для мокрого спекания бокситов показана на рис. 212. Характеристика барабанных печей различных типов приведена в табл. 37.

В настоящее время имеется тенденция новые барабанные печи строить увеличенных размеров: диаметром до 5—7 м и длиной до 170—230 м.

Характеристика барабанных

Показатели	Для обжига сульфидов		Для спекания бокситовой шихты	
	никелевого концентрата и файнштейна	серного колчедана	1	2
Диаметр кожуха, м	2,1	2,8	3	4,5/5
Длина кожуха, м	21	24	51,3	100
Внутренняя поверхность, м ²	105	200	420	1360
Наклон печи, %	2,6	2,2	3	2,5
Скорость вращения, об/мин	0,6—2	0,2—2	0,75—1,5	0,75—1,5
Перегребающие и теплообменные устройства	Нет	Лопасты	Нет	Нет
Мощность электродвигателя	—	40	60	460
Холодильник, тип и размеры, м	Барабанный 1×12	—	Барабанный 2,2×23	Барабанный 3,6×43,5
Производительность печи, т/ч	2	1,3	12	55
Степень десульфурации, %	95	95	—	—
Расход условного топлива, %	25	Нет	25	20
Времы пребывания материала в печи, ч	2,5	4	2—1,5	3—2
Максимальная температура в печи, °С	1350	1000	1400	1400

4. Печи для обжига во взвешенном состоянии

Конструкция печей для обжига сульфидных материалов во взвешенном состоянии показана на рис. 213.

Печь состоит из вертикального цилиндрического железного кожуха, футерованного изнутри шамотным кирпичом размером

Таблица 37

вращающихся печей

Для спекания нефелиновой шихты		Для кальцинации глинозема		Для восстановительного обжига окисленной никелевой руды	Для вельцевания шихты	Для восстановления закиси никеля	Для переработки окисленных никелевых руд кричным способом
1	2	1	2				
3	5	3,5/3,8	4,5	5	2,5	2,2	3,6
60	150	75	110	165	41	20	60
490	2180	740	1420	—	—	—	—
2,2	2,0	3	2,5	—	—	3,5	—
1—2	0,8—1,6	0,75—1,5	0,75—1,5	—	0,8—1,5	0,6—2	—
Цепи	Цепи	Нет	Нет	—	Нет	—	—
125	920	120	400	—	40	20	—
Баран- банный 2,3×30,7	Баран- банный 4,5×50	Баран- банный 2,5×28,5	Баран- банный 3,6×38,5	—	—	Баран- банный 1,6×14	—
16	65	14	26,5	80	3,5	10	8—12
—	—	—	—	—	—	—	—
20	17	18	18	—	—	7 (кроме того, восстано- витель 12)	6—8 (кроме того, восстано- витель 20— 40)
3—1,5	3—6	2—1,5	2,5—2	—	—	2	—
1400	1400	1400	1440	—	1200	—	—

230—250 мм. Между кожухом и шамотной футеровкой проложен слой теплоизоляции 10—20 мм.

Обжигаемый материал в виде аэросмеси вдвигается в рабочее пространство печи пылевыми горелками, располагающимися в нижней или верхней частях камеры.

В нижней части обжиговой камеры расположен приемный бункер для обожженного материала.

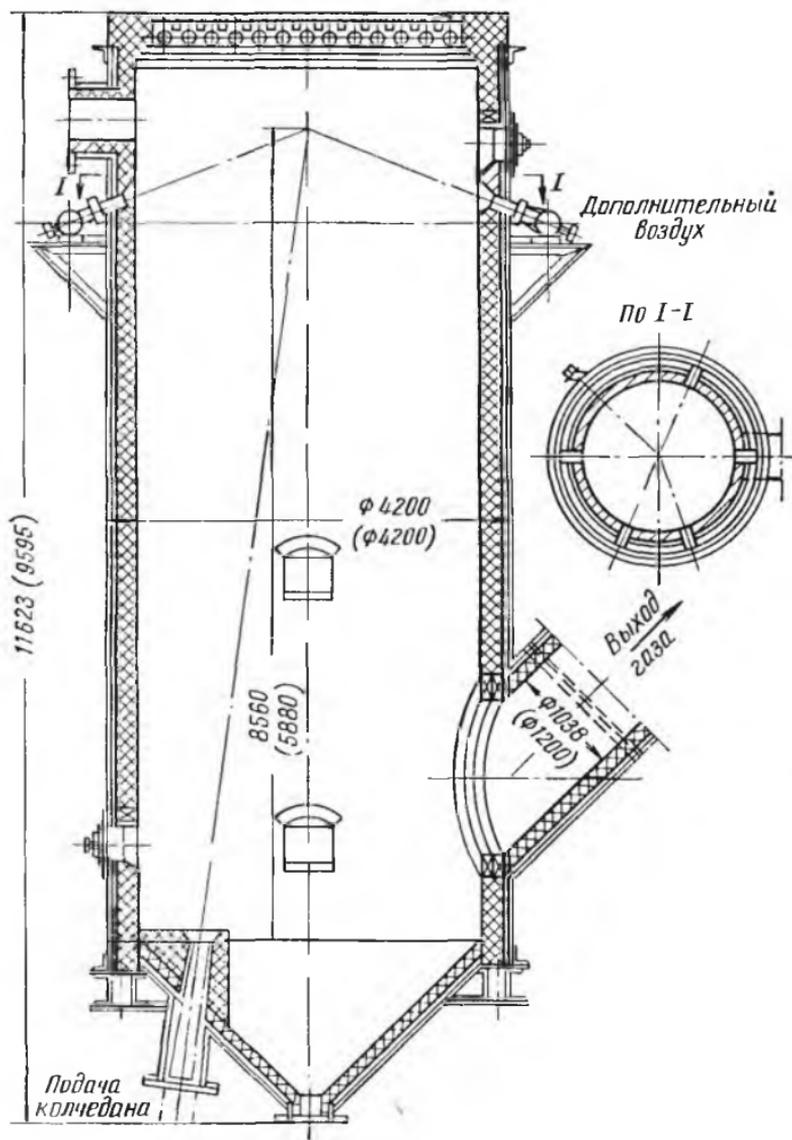


Рис. 213. Цилиндрическая печь для обжига во взвешенном состоянии с нижней подачей

В боковых стенах камеры расположено отверстие для отвода газов, патрубки для подачи вторичного воздуха и лазы для осмотра и очистки печей от настывлей. Свод и разгрузочный бункер целесообразно охлаждать водой или воздухом для уменьшения настывлеобразования.

С этой целью указанные части печи иногда изготавливают из кессонов или труб.

В целом конструкция печей для обжига во взвешенном состоянии значительно проще и дешевле, чем многоподовых и барабанных печей.

Обжигаемый материал проходит камеру печи в течение нескольких секунд, все время находясь во взвешенном состоянии, и затем падает в приемный бункер. Характеристика печей для обжига во взвешенном состоянии приведена в табл. 38.

Т а б л и ц а 38

Характеристика печей для обжига во взвешенном состоянии

Показатели	Тип печей			
	для обжига серного колчедана		для обжига цинковых концентратов	
	1	2		
Объем рабочего пространства, м ³	100	100	100	
Диаметр кожуха, м	4,2	4,2	6,5	
Высота кожуха, м	10	10	8,8	
Диаметр газохода, внутренний, м	1,04	1,04	Печи переоборудованы из восьмиподовых механических печей, из которых удалено четыре средних пода	
Число фурм для вторичного воздуха	5	5		
Диаметр фурм, м	0,150	—		
Подачи аэросмеси	Нижняя	Верхняя		Верхняя
Удельная производительность по исходной шихте, т/(м ³ ·сутки)	0,6—1,25			0,7—1,2
Степень десульфурации	95		80—95	
Расход условного топлива, %	Нет		Нет	
Время пребывания материала в печи, сек	3—6		3—6	
Максимальная температура в печи, °С	1000		950	

5. Печи для обжига в кипящем слое

Конструкция печи для обжига сульфидных материалов в кипящем слое показана на рис. 214. Печи для обжига в кипящем слое состоят из цилиндрической или прямоугольной обжиговой камеры, специального пода, через который подается воздушное дутье, устройств для загрузки и выгрузки материалов и газоотводящей системы. Если обжиг протекает с большим экзотермическим тепловыделением, то на уровне кипящего слоя в нижней части печи устанавливают водяные или воздушные теплообменники для отбора избыточного тепла (кессоны, змеевики и т. д.). Обжиговая камера состоит из железного кожуха, футерованного изнутри слоем шамотного кирпича, или из огнеупорного бетона толщиной 200—300 мм. В некоторых печах между кожухом и огнеупорным слоем располагается слой теплоизоляции 10—50 мм. Иногда обжиговую камеру делят на несколько смежных камер вертикальными или горизонтальными перегородками. В этом случае материал последовательно проходит обжиг в кипящем слое в каждой камере, перемещаясь самотеком из камеры в камеры через перегрузочные трубы или отверстия. Разделение процесса обжига на несколько камер дает возможность поддерживать в них различную температуру. В некоторых печах камера в верхней части расширена для успокоения газозвушной смеси.

Наиболее важная деталь печи — специальный под, через который подается воздух или газы, поддерживающие материал в состоянии кипящего слоя. Конструкцию пода делают такой, чтобы воздух или газ равномерно распределялся по горизонтальному сечению камеры и обжигаемый материал не просыпался через отверстия пода в воздушную камеру. В соответствии с этими требованиями имеется несколько вариантов конструкции пода. Наиболее распространена беспровальная решетка, представляющая собой плиту из огнеупорного бетона или жаропрочного чугуна с большим числом отверстий, защищенных от попадания в них материала грибообразными соплами. Для обеспечения более ровной и устойчивой работы печей целесообразно подводить воздух к подине через воздушную коробку, разделенную на отдельные секции с самостоятельным воздушным питанием.

Материалы загружают в печи через боковую стенку или свод из бункера с помощью ленточного, шнекового, тарельчатого или лопастного питателя. Иногда материал подается в печь в виде пульпы с помощью насоса и сливной трубы. Обожженный материал удаляется из печи самотеком через разгрузочные трубы и отверстия, находящиеся на уровне кипящего слоя. Газы, содержащие большое количество пыли, представляющей собой обожженный материал, отводятся через газоходные отверстия в боковых стенках или своде в пылеулавливающие и теплоиспользующие устройства. Печи для обжига в кипящем слое, несмотря на отно-

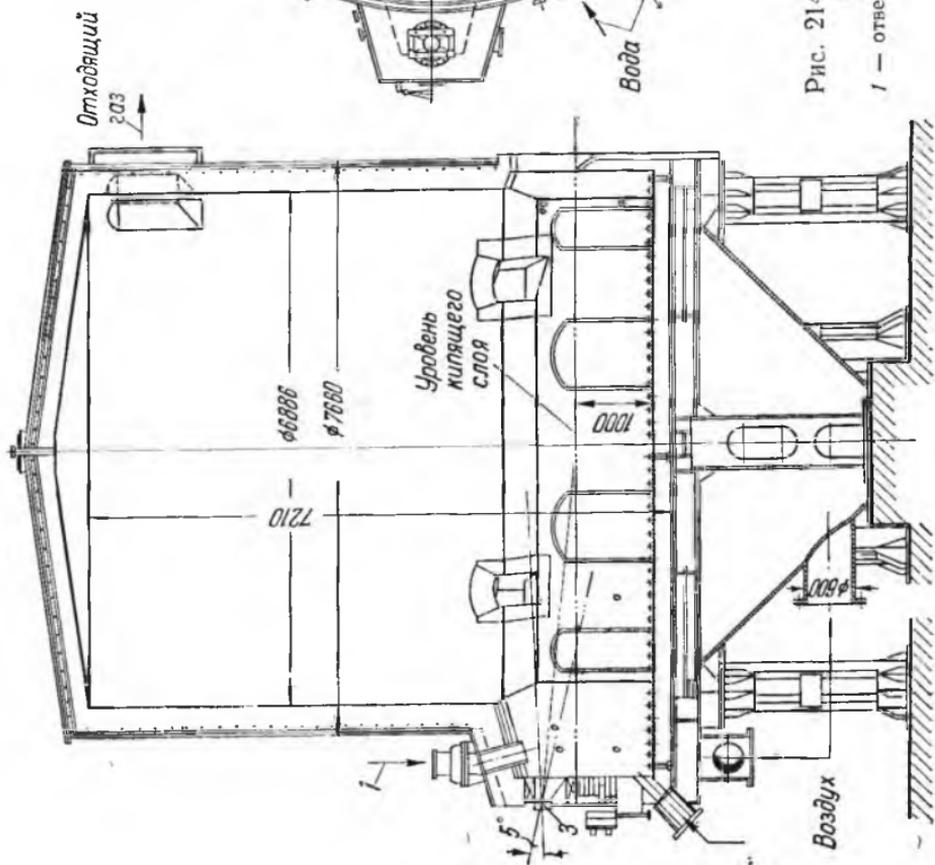


Рис. 214. Цилиндрическая печь для обжига сульфидов в кипящем слое с площадью пода 35 м².
 1 — отверстие для загрузки концентрата; 2 — кессоны; 3 — форсунки

сительно недавнее распространение в технике, имеют большие перспективы в будущем и надо ожидать, что в ближайшие годы появится много новых конструкций печей этого типа для обжига сырья и полупродуктов различных цветных металлов. Характеристика некоторых типов печей для обжига в кипящем слое приведена в табл. 39.

Т а б л и ц а 39

Характеристика печей для обжига в кипящем слое

Показатели	Для обжига цинковых концентратов	Для обжига медных концентратов	Для обжига никелевых концентратов	Для обжига серного колчедана
Площадь подач, m^2	15—35	16,5	28	9
Диаметр печи, m	4,2—6,7	4,2	6/8,5	3/4,3
Высота печи, m	5,1—9,4	5	12	8
Высота сливного порога, m	1—1,2	1,5	1,4	1,0
Расход воздуха, $m^3 (m^2 \times \text{мин})$	5—8	30	7—9	—
Удельная производительность, $t/(m^2 \cdot \text{сутки})$	4—7	40—50 (предварительно подсушенные гранулы 3 мм)	5—7	11
Давление воздуха под подающей, $mm \text{ вод. ст.}$	1000—4000	—	2000	—
Охлаждающая поверхность, m^2	5—10	75	—	—
Вынос пыли с газами, %	30—70	30	40	—
Расход условного топлива, %	Нет	1 (на разогрев печи и сушку гранул)	Нет	—
Степень десульфурации, %	95	75	98	—
Максимальная температура в печи, $^{\circ}C$	900—1000	800	950—1000	1000
Содержание SO_2 в отходящих газах, %	6—9	До 15	5—8	—

6. Агломерационные машины

Агломерационные машины бывают ленточного типа и круглые. Наиболее распространена ленточная агломерационная машина, конструкция которой показана на рис. 215. Машина представляет собой бесконечную ленту, состоящую из большого числа движущихся по раме тележек, смыкающихся одна с другой. Тележки приводятся в движение двумя зубчатыми колесами, располагающимися в головной части машины. Эти колеса подхватывают зубьями отдельные тележки, поднимают их с нижних направляющих на верхние и толкают к хвосту печи. Таким образом образуется сплошной непрерывнодвигающийся поезд из отдельных тележек, которые, доходя до конца машины, скатываются на нижние направляющие и по ним под влиянием веса доходят до ведущих колес.

Тележки изготовляют из ковкого чугуна или стали, они представляют собой секции корыта, дно которого состоит из колосниковой решетки. Под решетками расположены газовые камеры, соединенные с эксгаустером, создающим в них разрежение. Исходная шихта, подлежащая обжигу и спеканию, загружается из бункера в головной части машин на решетку тележек слоем толщиной 100—400 мм. Сразу после загрузки слой шихты разогревают с помощью небольшой печи, располагающейся над машиной и отапливаемой углеродистым топливом. Газы этой печи направляются прямо на слой шихты, в результате чего температура его повышается и в слое развиваются процессы окисления и спекания. Эти процессы протекают на всей горизонтальной рабочей поверх-

Таблица 40

Характеристика агломерационных машин

Показатели	Для концентратов магнитного железняка	Для окисленных никелевых руд	Для свинцовых концентратов		Для медного концентрата
			с дутьем снизу	обычная	
Площадь всасывания, m^2	75	50	91	18	50
Количество просасываемых газов, $m^3/(m^2 \cdot мин)$	87	72	20	50	70
Разрежение, мм вод. ст.	1100	800	350 (давление)	300	800
Высота слоя, мм	250	250	225	250	250
Удельная производительность, по агломерату, $t/(m^2 \cdot сутки)$	32	18	16	10	11
Расход коксика в шихте, %	3	7	—	1	6 (к агломерату)
Степень десульфуризации, %	—	—	65	72	45

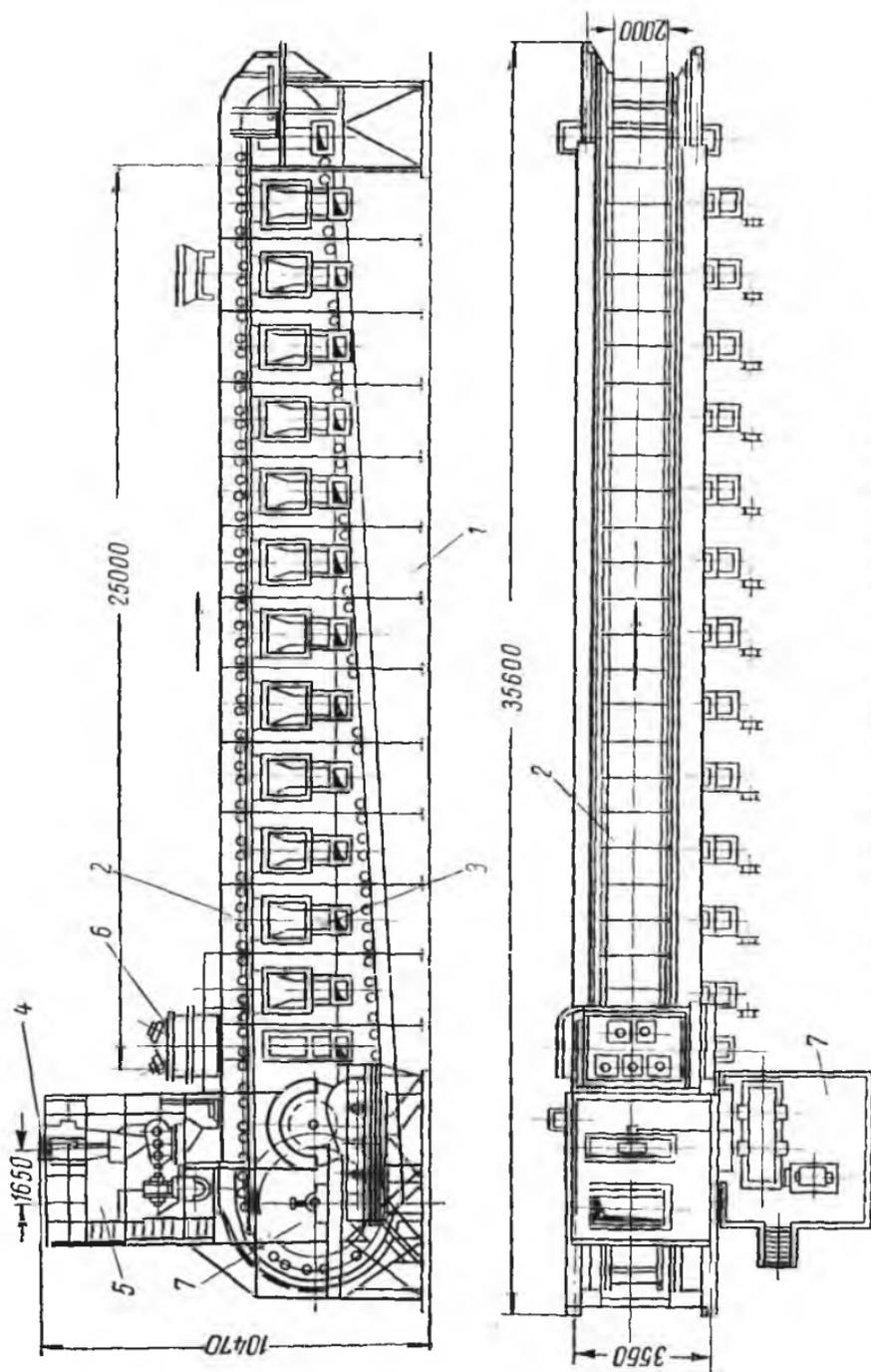


Рис. 215. Агломерационная машина 50 м²;

— каркас машины; 2 — тележки; 3 — камеры разрезания; 4 — камера разрежения; 5 — загрузка шихты; 6 — загрузка постели; 7 — привод машины

ности машины за счет тепла окисления сульфидов или тепла горения угля или кокса, входящих в состав шихты для спекания. Воздух для окислительных процессов просасывается через слой спекаемого материала вследствие значительного разрежения под решеткой, создаваемого эксгаустером в газовых камерах. Иногда при агломерации свинцовых концентратов применяют машины с дутьем снизу. Спекаемый материал в виде пирога движется на тележках со скоростью 1—4 м/мин, и в хвосте машины в результате отрыва тележек от поезда и ударов их о другие тележки агломерат сбрасывается с решетки в приемный бункер. Агломерационные машины имеют рабочую ширину решетки 1—4 м при эффективной длине машины 6,6—75 м. Рабочая площадь машины соответственно составляет 6,6—300 м². Характеристика некоторых агломерационных машин приведена в табл. 40.

7. Шахтные печи для хлорирующего обжига

На рис. 216 приведен вертикальный разрез шахтной электрической печи сопротивления для хлорирования окиси магния. Печь круглого сечения состоит из железного сварного кожуха, футерованного огнеупорным кирпичом. Печь имеет два ряда (верхний 1 и нижний 2) токоподводящих угольных электродов; в каждом ряду по три электрода. Электроды расположены один относительно другого под углом 120°. Оба ряда электродов сдвинуты между собой в плане на 60°. Пространство между ними заполнено насадкой из угольных цилиндров диаметром 70 мм и высотой 100 мм; насадка служит электрическим сопротивлением. Температура в верхней части насадки 1000—1050° С, а в нижней части 800—850° С.

Материал, подлежащий хлорированию (хлорокись магния или каустический магнезит), предварительно смешивают с измельченным углем и брикетируют. Брикеты загружают в печь через воронку 3 и заполняют пространство печи над угольной насадкой. Хлор подают через фурмы 4, расположенные под углом ниже верхнего ряда электродов. Продукт хлорирования — расплавленный хлорид магния, периодически выпускают через летку 5 в ковш. Газы отводят через газоход 6.

При массе угольной насадки 20—25 т производительность печи 13—16 т брикетов в сутки, расход хлора 9—12 т.

На 1 т безводного хлорида магния расходуется: электроэнергии 400—500 квт·ч, угольной насадки 90 кг, угольных электродов 3 кг, хлора 0,8—0,95 т.

Шахтные печи аналогичной конструкции применяют также в металлургии титана для хлорирования титансодержащих материалов с целью извлечения титана в виде четыреххлористого титана, удаляемого из печей с паро-газовой фазой.

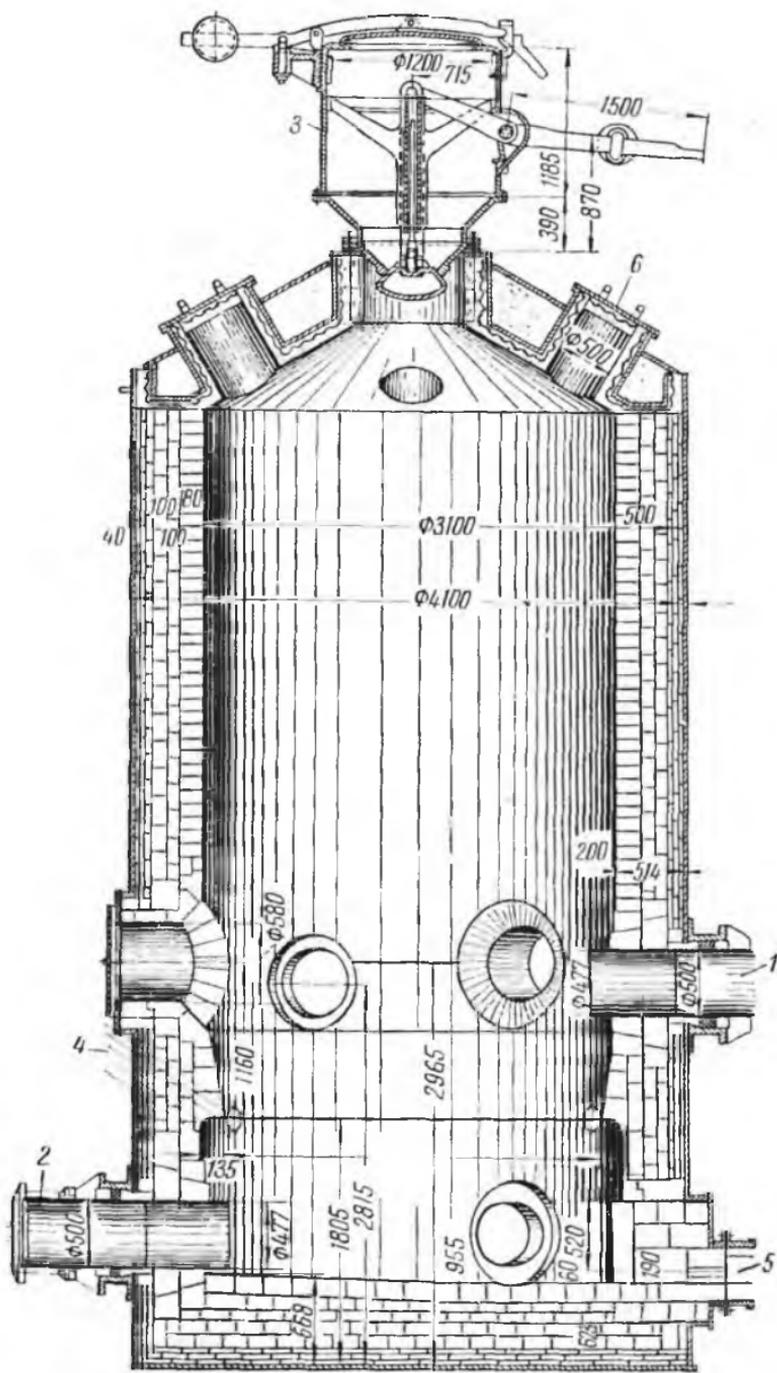


Рис. 216. Шахтная электропечь для хлорирования окиси магния

8. Сушила

Сушку применяют в цветной металлургии для снижения влажности руд, концентратов, флюсов и топлива. Снижение влажности этих материалов обеспечивает их легкую и надежную транспортировку, хранение и равномерную загрузку печей. Кроме того, подсушенные материалы обычно обеспечивают более устойчивую и экономичную работу металлургических печей. Из большого числа разнообразных конструкций сушильных установок в цвет-

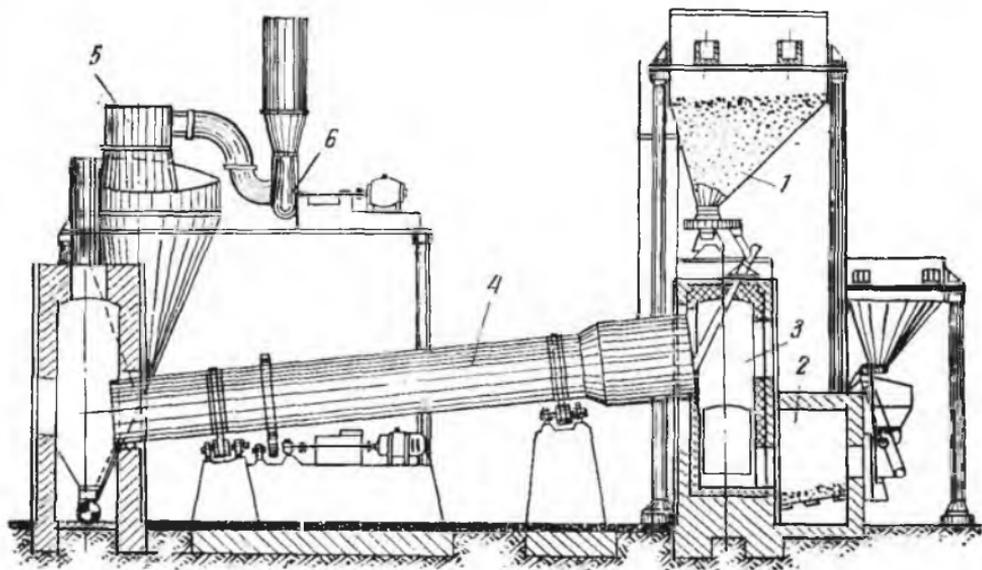


Рис. 217. Барабанная сушилка:

1 — бункер влажного материала; 2 — топка; 3 — камера смешения; 4 — сушильный барабан; 5 — циклон; 6 — вентилятор

ной металлургии наиболее часто применяют барабанную сушилку, показанную на рис. 217. Основная часть этого типа сушил — наклонный на $1-4^\circ$ вращающийся со скоростью $1-5$ об/мин металлический барабан диаметром $1-3,5$ м и длиной $4-27$ м, внутри которого перемещается и перемешивается подсушиваемый материал. Внутри барабана в зависимости от свойств материала устанавливают различные насадки и полки, способствующие перемешиванию и лучшей сушке. Параллельно с материалами движутся горячие газы, поступающие из камеры смешения и представляющие собой смесь топочных газов и холодного воздуха. Подсушенный материал выгружается из барабана в приемный бункер, а запыленные газы после их очистки от пыли выбрасывают в атмосферу. Барабанные сушилки работают при температуре газов $600-800^\circ\text{C}$ и температуре материала не выше $70-80^\circ\text{C}$. Производительность сушилок по удаляемой влаге составляет

50—150 кг/(м³·ч) при расходе тепла 800—1200 ккал/кг испаренной влаги. Расход электроэнергии на вращение и вентиляцию сушилок составляет 5—7 квт·ч/т.

Для мелких, однородных по размеру частиц материалов могут применяться сушилки для сушки во взвешенном состоянии или в кипящем слое. Они по своей конструкции аналогичны описанным выше одноменным обжиговым печам. Материал подается в них обычно в виде пульпы, распыляемой на мелкие капли специальными форсунками или загружаемой специальными питателями. Производительность этих сушилок при температуре сушильного агента 500—700° С составляет по удаляемой влаге 400—500 кг/(м²·ч), или 100—400 кг/(м³·ч).

Глава 17

Плавильные печи

1. Общая характеристика отражательной плавки

По химизму происходящих процессов различают следующие разновидности плавки: обжигово-реакционный процесс, реакционную, восстановительную и восстановительно-сульфидирующую плавку, плавку с ошлакованием пустой породы, комбинированную плавку.

По характеру подготовки материалов к плавке имеются две разновидности процесса: плавка сырых и обожженных материалов.

Отражательная плавка всех разновидностей осуществляется в пламенных отражательных печах.

Отражательные печи — важнейшие плавильные агрегаты в современной металлургии меди, никеля и олова. Их широко применяют для переработки рудного сырья, а также для огневого рафинирования и плавки металлов.

Исходная шихта, состоящая из руды, концентратов, оборотов и флюсов, в отражательных печах обычно располагается в виде откосов у боковых стенок печи (рис. 5). Эти откосы плавают в ванне печи и опираются одной стороной на внутреннюю поверхность стенок. В некоторых отражательных печах, например для плавки оловянных концентратов или для рафинирования меди, исходную шихту загружают по всей площади ванны. Углеродистое топливо, являющееся основным источником тепла в отражательной плавке, сгорает в свободном пламенном пространстве печи, окруженном поверхностями свода, стенок, откосов шихты и зеркала ванны. Так как процесс горения топлива протекает непрерывно, то образующиеся от горения газы непрерывным потоком двигаются от топочной к хвостовой части печи.

При движении газового потока в печи происходит процесс теплообмена между газами, кладкой, шихтой и ванной. Поверхности шихты и ванны получают тепло непосредственно от газового потока, а также от поверхности свода и верхней части стенок. Тепло, поступающее на поверхность неметаллической шихты, вследствие малой ее теплопроводности распространяется в глубину слоя шихты замедленно. Поэтому поверхностный слой шихты быстро нагревается до температуры плавления, расплавляется и стекает по откосу в ванну, обнажая последующие слои, которые, в свою очередь, получая необходимое количество тепла от газо-

вого потока и кладки, переходят в жидкое состояние и последовательно стекают в ванну.

Таким образом, процесс плавления шихты в отражательных печах происходит в сравнительно тонком поверхностном слое откосов и представляется как непрерывное последовательное расплавление и стекание в ванну тонких пленок материала. В поверхностном слое шихты происходит также физико-химические преобразования материалов, определяемые повышением их температуры до уровня плавления: дегидратация, диссоциация, штейнообразование, шлакообразование и др. Образовавшиеся в итоге этих процессов основные продукты плавки — штейн и шлак — стекают с поверхности откосов в ванну печи, где они и разделяются отстаиванием. Газы, образовавшиеся на откосах шихты, смешиваются с газами от горения топлива и в общем потоке проходят пламенное пространство печи.

При работе отражательных печей твердые и жидкие материалы и продукты непрерывно движутся на откосах шихты и в расплавленной ванне вследствие неравномерного плавления. Струйки расплавленных смесей штейна и шлака, двигаясь вниз по откосу, увлекают и частички твердых материалов. В ванне печи шлак перемещается от центра печи к откосам и около откосов в глубь ванны вследствие перегрева шлака в центре ванны и охлаждения его у откосов. В результате этого движения шлака подплавляются откосы шихты снизу в части, погруженной в шлак. Кроме того, в ванне движется шлак по направлению к выпускным отверстиям, движутся капельки штейна через слой шлака и т. д.

Основные преимущества отражательных печей: относительно пониженные требования к загружаемой шихте и ее подготовке перед плавкой (повышенная влажность, большое количество мелких фракций и др.), ограниченная величина пылеуноса при весьма мелкой шихте, не превышающая 1—1,5%, возможность переработки конвертерного шлака в жидком виде, доступность наблюдения за ходом основных процессов.

Основные недостатки отражательных печей: низкий термический к. п. д., не превышающий 20—30%, ограниченные окислительные возможности и малая степень сокращения, ограниченные возможности по нагреву и перегреву шлака и штейна, препятствующие успешной переработке сырья с повышенным содержанием тугоплавких составляющих (окись магния, сульфид цинка и др.), большая тепловая инерция печей, относительно повышенное содержание металлов в шлаках.

2. Отражательные печи

Конструкция современных отражательных печей для плавки медных и медно-никелевых концентратов показана на рис. 218.

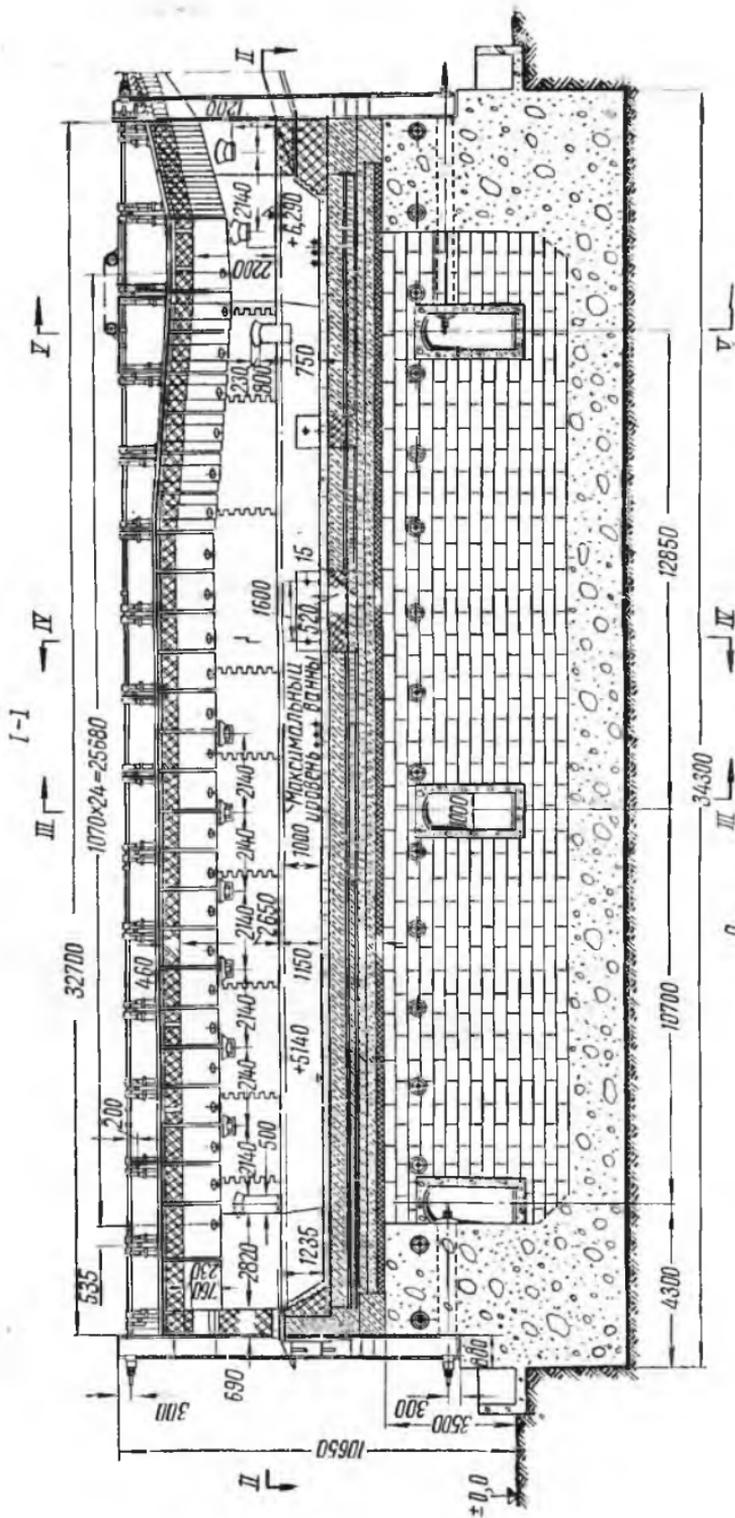
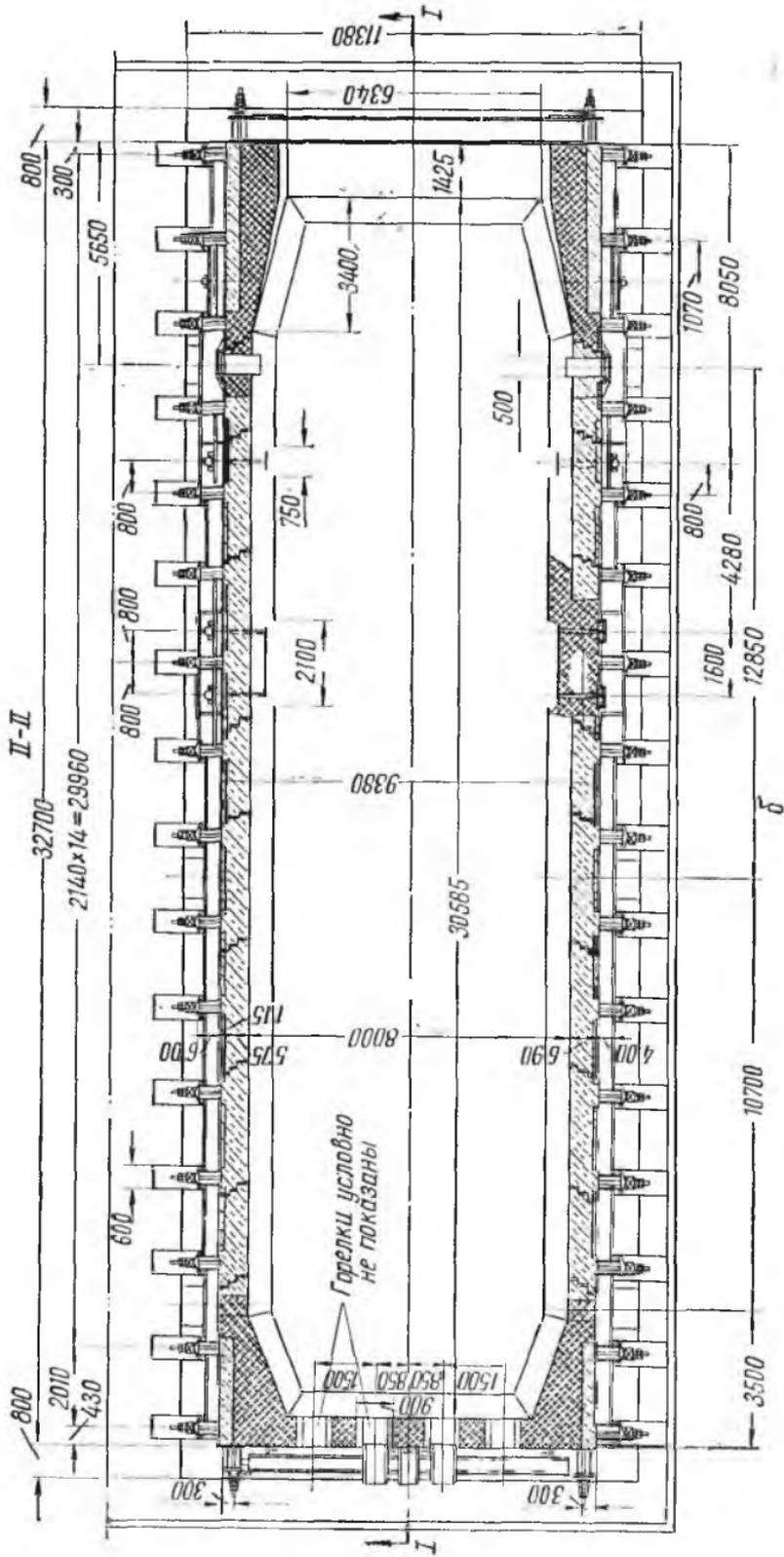
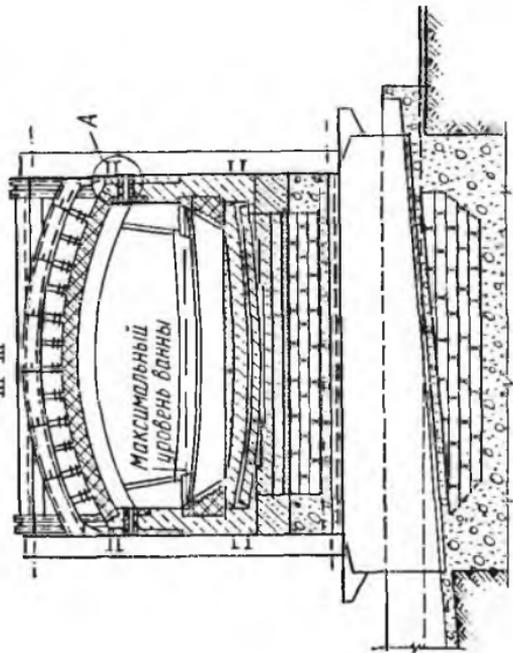


Рис. 218. Отражательная печь для плавки медной шихты на штейн с площадью пода 240 м².
а — продольный разрез;

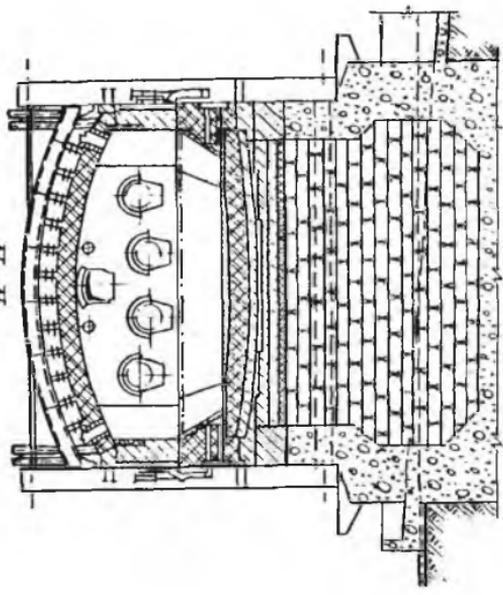


б — план;

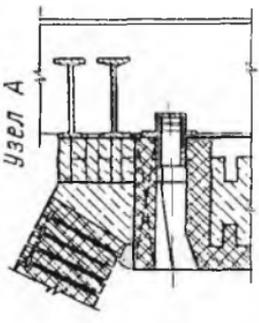
III-III



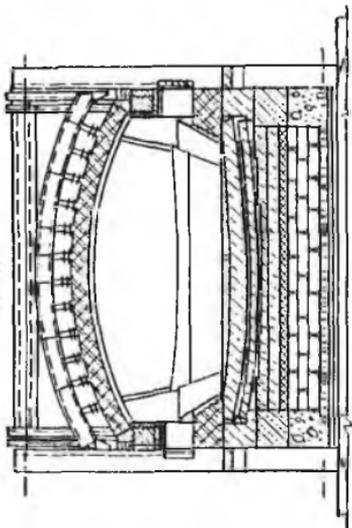
IV-IV



Узел А



V-V



а — поперечные разрезы

б

Печь состоит из фундамента, подины, стен, свода, крепления, устройств для загрузки шихты и выпуска продуктов плавки, топливосжигающего устройства.

Фундамент печи представляет сплошную массивную плиту из литого шлака, бетона, бутового камня или кирпича с площадью основания 300—400 м² и толщиной 2—4 м.

На фундаменте выкладывают подину, или лещадь, печи и стены. Подину, или лещадь, обычно выкладывают из динасового кирпича, на него набивают из кварцевого песка слой толщиной 0,3—0,6 м, который наваривают при температуре 1500—1600° С перед пуском печи.

Стены выкладывают из динасового кирпича с местной защитой его на уровне шлака и у выпускных отверстий магнезитовым, магнезито-хромитовым или хромомagneзитовым кирпичом. Иногда отдельные части стен, подверженные действию железистых шлаков и пыли, выкладывают из магнезитохромитового кирпича или блоков.

Толщина стен в верхней части 0,5 м, а внизу около лещадь и на уровне ванны 0,75—1,5 м. Свод отражательной печи устраивают или арочный из большемерного динасового кирпича 0,38—0,5 м или подвесной магнезитовый, или хромомagneзитовый толщиной 0,35—0,40 м с небольшим слоем теплоизоляции. По длине печи своды могут быть прямые и понурые.

Арочный свод удерживается с помощью мощного металлического крепления, состоящего из корытообразных пятовых балок, на которые упирается пятовый кирпич. Пятовые балки опираются на вертикальные колонны, располагающиеся вдоль боковых стен печи на расстоянии 1,5—2,0 м, стянутые сверху и снизу тягами или жестко закрепленные в фундаментных гнездах.

Подвесной свод подвешивается при помощи групповых подвесок с крючками на балки, расположенные над печью.

Печи загружаются твердой шихтой через отверстия в своде. Их обычно располагают вдоль боковых стенок печи на расстоянии 1,2—1,5 м. Жидкий конвертерный шлак заливается в печь мостовыми кранами через специальные желоба-ложки, соединенные с окнами в передней торцовой стенке или своде.

Выпускные отверстия чаще всего устраивают в виде шпуровых отверстий в стенах, шлак выпускается обычно в хвостовой части печи, а штейн — ближе к топочной стенке. В последнее время для выпуска штейна начинают применяться сифонные устройства.

Газы отводятся газоходом большого сечения, примыкающим к хвостовой части свода, в паровой котел-утилизатор.

Топливосжигающее устройство состоит из расходного бункера для угольной пыли, шнековых питателей с регулируемым числом оборотов и 4—6 пылеугольных горелок.

При отоплении мазутом печь оборудуется 6—10 форсунками воздушного распыления. При газовом отоплении на печи устанавливают 4—6 газовых горелок.

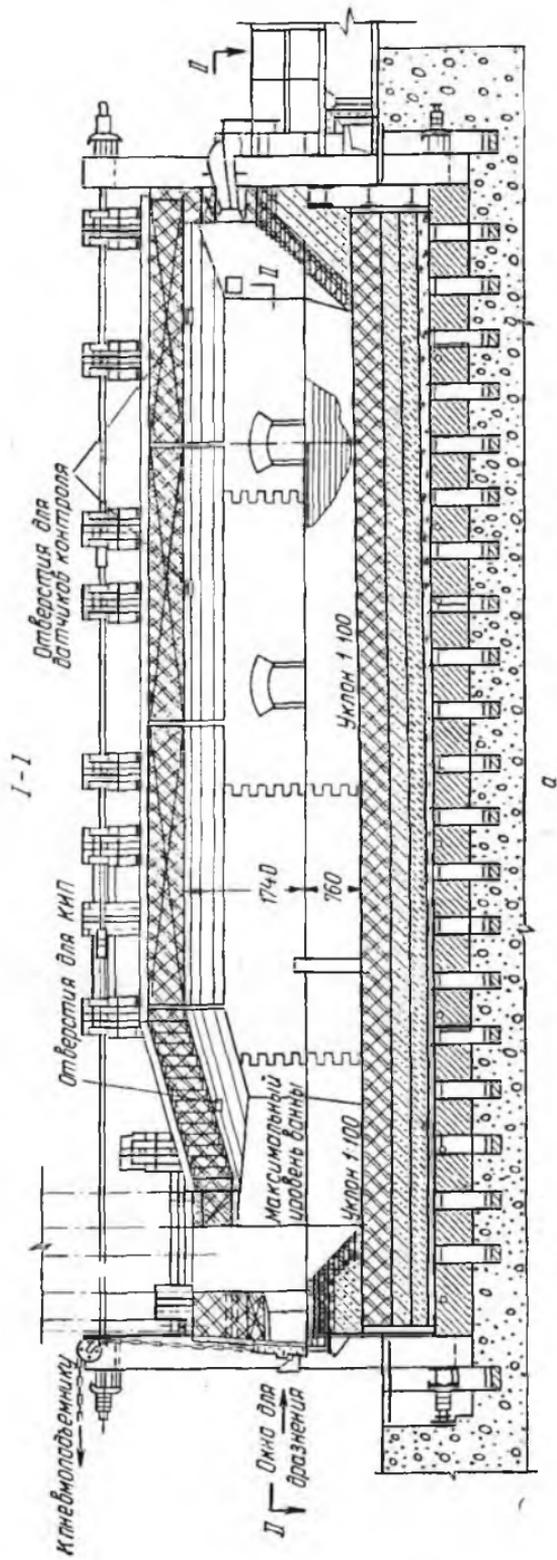
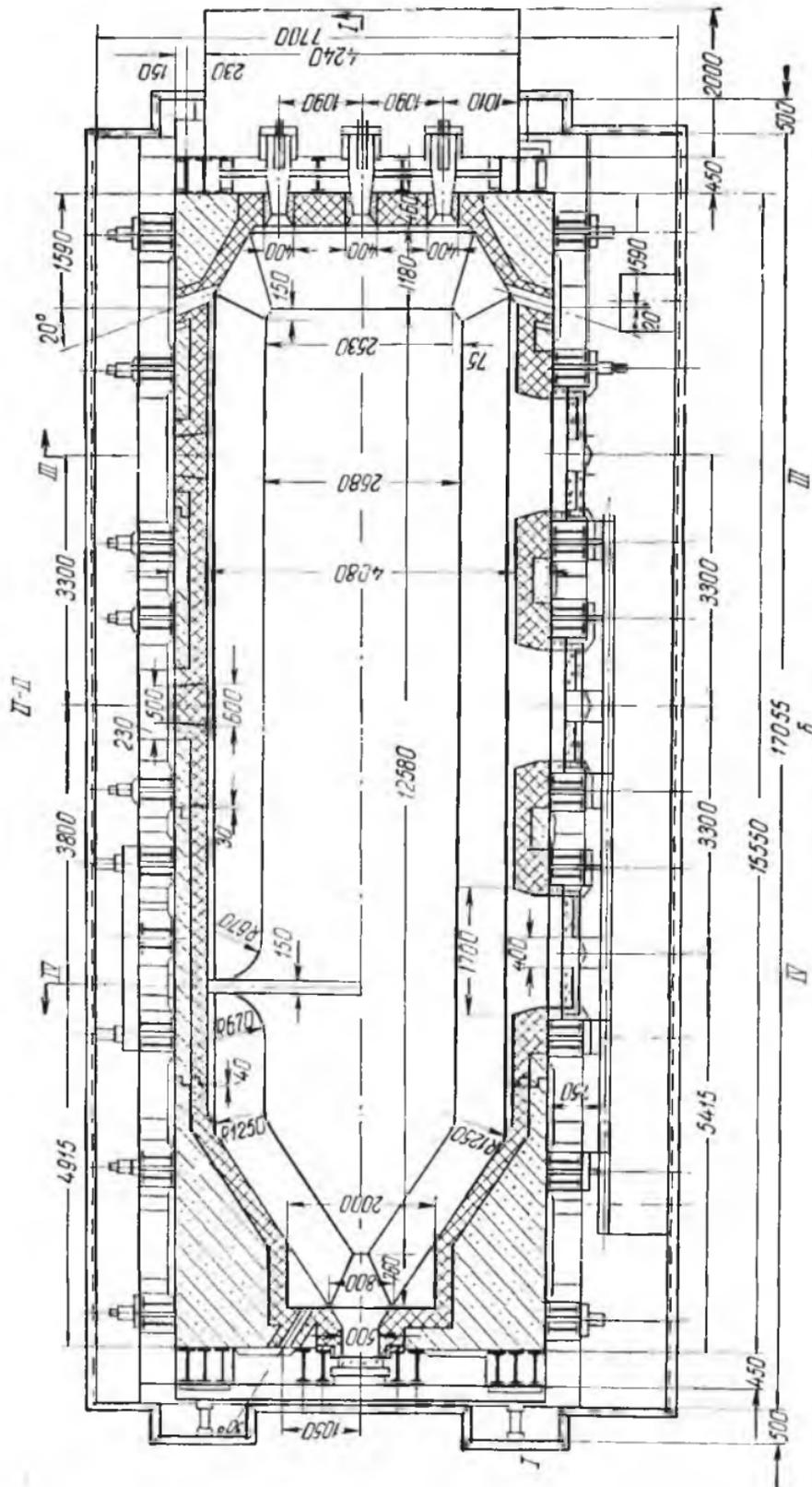
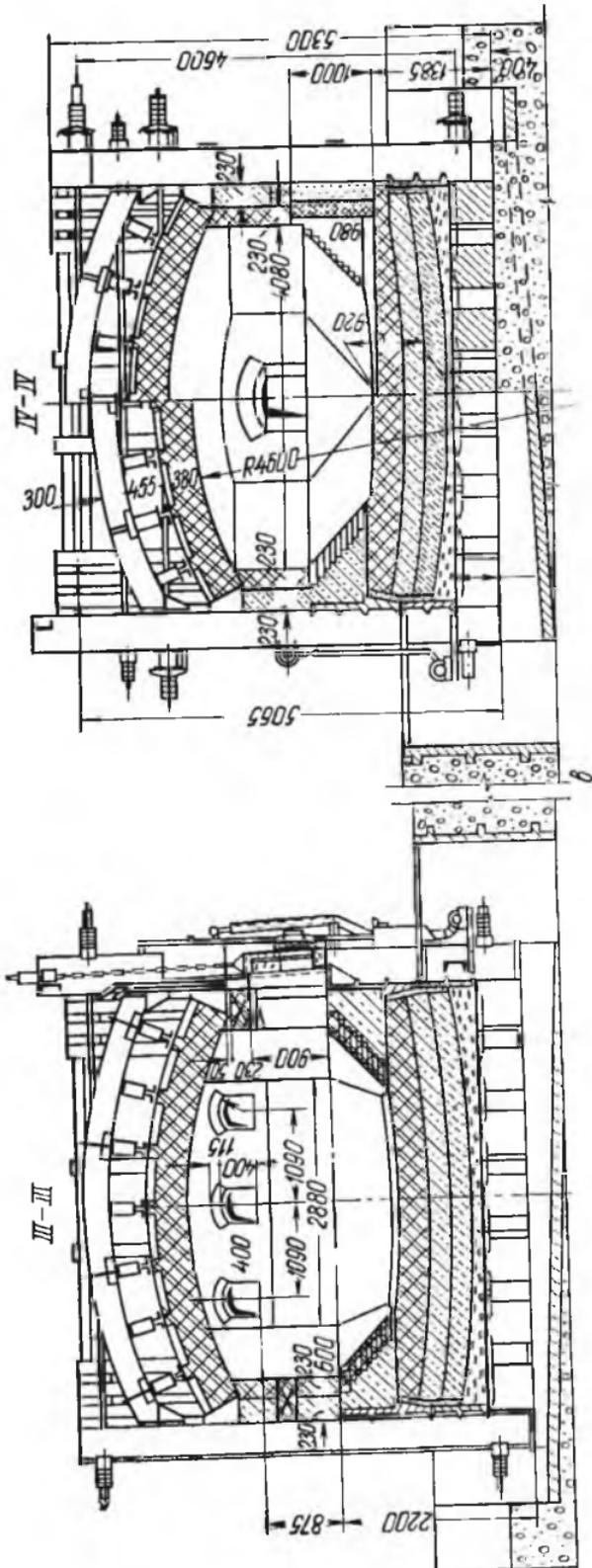


Рис. 219. Рафинировочная печь для выплавки медных анодов из черновой меди емкостью 300 т:
 а — продольный разрез;



б — план;



а — поперечные разрезы

Характеристика отражательных печей

Показатели	Печи для плавки медных концентратов			Печи для рафинирования меди	
	1	2	3	стационарная прямоугольная	наклоняющаяся цилиндрическая
Площадь пода, м ²	312	243	240	50	—
Длина печи (внутр.), м	33,4	31,2	30,6	13,9	Наружная 9,14
Ширина печи (внутр.), м	10	7,8	8	4,08	Наружный диаметр 3,96
Высота от пода до свода, м	3,6	3,5	3,8	2,5	—
Глубина ванны, м	1,1	—	1	0,75	1
Емкость по меди, т	—	—	—	200	До 225
Отопление	Угольная пыль	Природный газ	Угольная пыль	Мазут	Мазут
Число горелок	4	—	4	3	—
Характер шихты	Горячий огарок	Сырая с влажностью 9%	Холодная подсушенная с влажностью 5%	Слитки черновой меди	Жидкая черновая медь
Удельная производительность по твердой шихте, т/(м ² ·сутки)	7,1	2,7	4,8	6	—
Расход условного топлива, % от шихты	8,8	21	21,6	12	—
Температура подогрева воздуха, °С	300	—	—	—	—
Поверхность нагрева котлов-утилизаторов	2000	2120	—	—	—
Температура, °С:					
в голове	1600	—	—	1400	—
в хвосте	1200	—	—	1300	—

Конструкция стационарных печей для рафинирования показана на рис. 219.

Под рафинировочных печей обычно изготавливают в виде обратных сводов из динасового или магнезитохромитового кирпича и слоя набивки. Стены и свод в зависимости от характера процесса выкладывают из динасового или магнезитохромитового кирпича.

Кладка пода опирается на литые чугунные или стальные плиты, уложенные на фундамент, состоящий из отдельных столбов. Вследствие охлаждения подины воздухом, циркулирующим между столбами, обеспечивается ее длительная и надежная работа.

Рафинировочные печи загружают через большие окна, устроенные в продольной стенке. Для отопления применяют мазут или газ.

Кроме стационарных рафинировочных печей, применяют цилиндрические наклоняющиеся и поворотные печи емкостью от 20 до 200 т.

Характеристика некоторых отражательных печей приведена в табл. 41.

3. Общая характеристика электроплавки

В цветной металлургии электроплавку вначале применяли преимущественно для производства сплавов и рафинирования металла и сравнительно недавно стали использовать для переработки рудного сырья и шлаков в производстве меди, никеля, свинца, цинка и олова. Несмотря на относительную молодость рудной электроплавки, она является одним из важнейших металлургических процессов цветной металлургии и имеет большие перспективы.

Рудная электроплавка, применяющаяся в настоящее время в цветной металлургии, имеет следующие разновидности.

По химизму происходящих процессов электроплавку можно разделить на реакционно-окислительную и восстановительную.

По характеру подготовки материалов к плавке имеются две разновидности: плавка сырых материалов и плавка обожженных материалов: мелкого огарка, окатышей или агломерата.

По исходному сырью различают электроплавку руд и концентратов, электроплавку металлов и электроплавку шлаков.

По конечному продукту может быть электроплавка на штейн, на черновой сплав и на металл.

Все разновидности рудной электроплавки проводятся в мощных 3- или 6-электродных печах прямоугольной или круглой формы с электродами, погруженными в слой шлака.

Сущность работы, общая картина развития и взаимосвязь основных процессов в электрических плавильных печах с электродами, погруженными в шлак, могут быть описаны следующим образом. Исходная шихта, состоящая из руды, концентратов, оборотов и флюсов, плавает в шлаковом слое ванны, толщина которого колеблется от 0,8 до 1,6 м. В печах, перерабатывающих

жидкие шлаки, исходным материалом для переработки служит также расплавленный шлак, сливаемый прямо в ванну печи (рис. 220).

Электродпечь представляет тепловую ванну с токоподводящими электродами, опущенными в своеобразный электролит — расплавленный шлак со слоем штейна внизу ванны, обладающим металлической проводимостью.

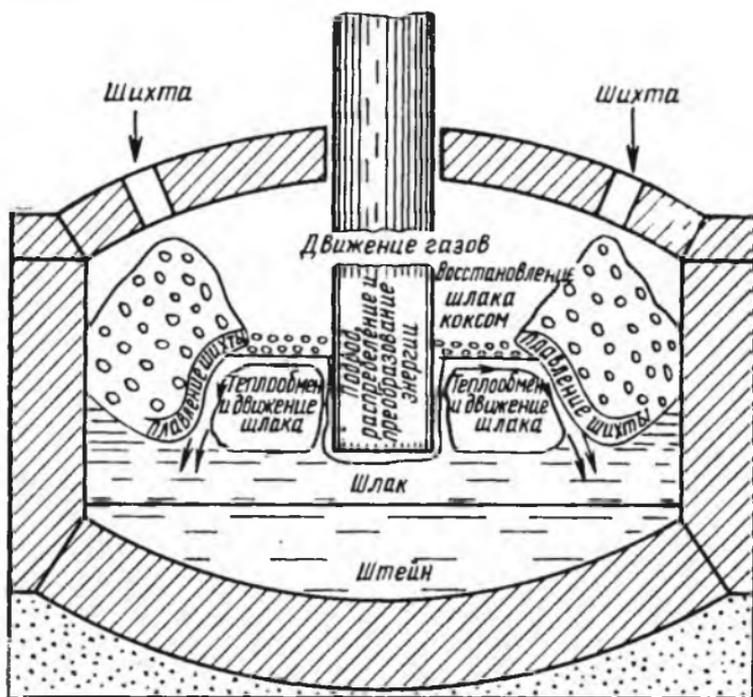


Рис. 220. Схема плавки в рудоплавильной электродпечи

В этих условиях работы ванны печи электрическое поле ее характеризуется сильным сгущением изопотенциальных поверхностей чашеобразной формы около осей электродов.

Электрическая энергия, служащая в электродпечах основным источником тепла, подводится в ванну с помощью угольных электродов, погруженных в шлак на глубину 0,2—0,8 м.

Электрическая энергия преобразуется в тепловую в шлаковом слое ванны, при этом от 40 до 80% мощности выделяется около электродов в переходном контакте электрод — расплавленный шлак, в котором происходит дуговой разряд в виде частично шунтированных микродуг, образующихся в газовом мешке, окружающем конец электрода. При малом заглублении электродов доля мощности, выделяемая в контакте электрода — шлак, достигает 80%, а при увеличении посадки электродов и глубины ванны эта доля снижается до 40—50%. Остальная часть мощности печи

преобразуется в тепловую энергию в самом шлаке в результате его электросопротивления. Линии тока в ванне печи направлены от электродов к штейну и от электрода к электроду. Поэтому горн печи нагружен и по схеме «звезда», и по схеме «треугольник», причем доля «треугольника» обычно значительно уступает доле «звезды». Основная часть линий тока концентрируется в околоэлектродной зоне ванны на расстоянии от осей электродов до двух диаметров. Распределение мощности по отдельным электродам в электропечах рассматриваемого типа почти одинаково. Нерасплавившаяся шихта, плавающая в токопроводящих участках ванны, обладая малой электропроводностью, срезает часть линий тока и тем самым повышает активное сопротивление ванны на 20—30%.

Вследствие того что основной токопроводящей и рабочей частью ванны печи, в которой сосредоточено главное тепловыделение, является околоэлектродная зона, находящаяся от оси электродов на расстоянии в пределах до двух диаметров электрода, тепловое поле печи неравномерно. Наибольшей температурой печи обладают участки ванны в районе контакта электрод—шлак, для которых ее значение достигает 1500—1700° С и выше. Наименьшей температурой характеризуются участки ванны подэлектродной зоны, где температура снижается до 1300—1350° С. При неравномерном питании шихтой ванна печи может или сильно перегреваться, вплоть до закипания шлака, или сильно переохладиться, вплоть до настлеобразования. Процесс плавления загруженной в ванну шихты значительно выравнивает тепловое поле печи в горизонтальном направлении и уменьшает перепад температуры по вертикали.

Большое количество тепла, выделяющегося около электродов, вызывает сильный перегрев шлака, прилежащего к поверхности электродов. Вследствие перегрева шлака значительно уменьшается его объемная масса, главным образом в результате расширения газовых пузырьков, включенных в расплавленный шлак. Уменьшение объемной массы шлака, прилежащего к электродам, порождает энергичное непрерывное его всплывание на поверхность ванны и дальнейшее движение по поверхности в стороны от электродов. Это непрерывное конвекционное движение шлака от электродов к стенкам печи и обратно, происходящее в основном в верхней части ванны на глубине несколько большей, чем погружение электродов, является важнейшим рабочим процессом в электропечах, определяющим теплообмен в ванне и плавление шихты. Потoki перегретого шлака движутся около поверхности ванны от электродов к стенкам печей и встречают на своем пути плавающую шихту. Отдавая избытки своего тепла, шлак подплавляет шихту по поверхности, погруженной в ванну, и, смешиваясь с более холодным расплавом шихты, опускается в глубинные слои ванны. В нижней части шлакового слоя ванны на уровне концов элек-

тродов потоки шлака частично разворачиваются к электродам, доходят до них и вновь всплывают на поверхности т. д. Таким образом, в электропечи все время циркулирует шлак по замкнутым траекториям со скоростью, достигающей 1—2 м/сек. В отличие от отражательных печей, в которых основной поверхностью плавления является поверхность шихты, находящаяся над ванной, в электропечах основная поверхность плавления — это поверхность шихты, погруженной в ванну. Процесс подплавления шихты движущимся перегретым шлаком имеет в отражательных печах подчиненное второстепенное значение, а в электрических печах — это основной процесс плавления шихты.

При равномерном питании ванны шихтой температура ее около массивов шихты поддерживается на постоянном уровне, близком к температуре плавления электропечного шлака. Штейн в печи, располагающийся в малоактивной в тепловом отношении зоне, при достаточной толщине его слоя, равной 400—600 мм, не может

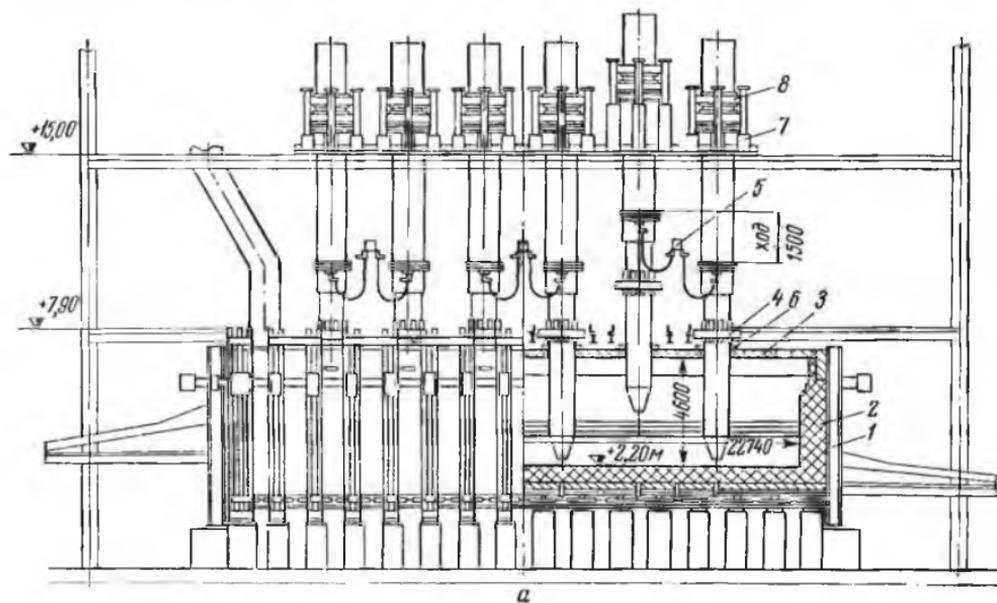


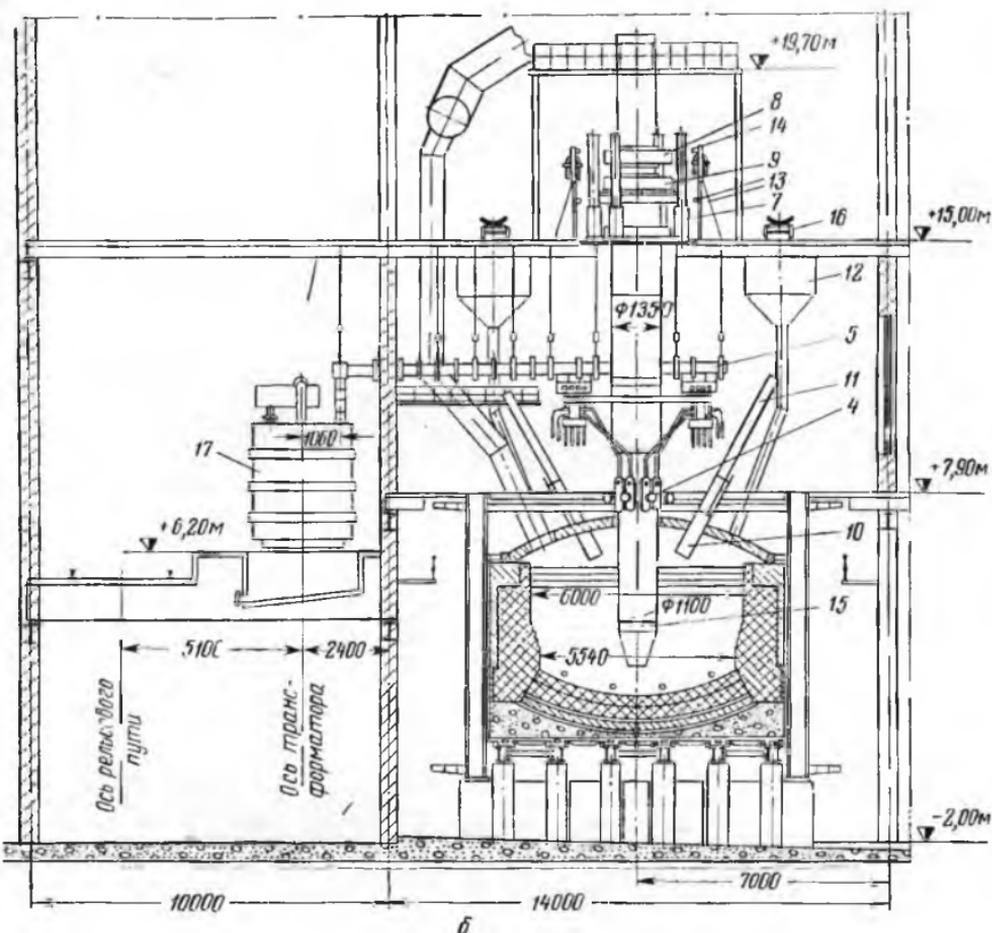
Рис. 221. Прямоугольная электропечь для плавки

а — продольный разрез; *б* — поперечный разрез; 1 — каркас печи; 2 — футеровка; 3 — гидродъемник электрода; 8 и 9 — верхнее и нижнее кольца пружинно-гидравлического кав; 12 — бункер; 13 и 14 — концевые ограничители; 15 — элект

сильно нагреваться. Перегрев штейна может наступать только при сильном перегреве шлака или при резком уменьшении толщины слоя штейна.

Наиболее активно шихта плавится в верхнем электродном слое ванны — на участках, отстоящих от осей электродов не далее 1,5—2 диаметров. Разница в удельной производительности участков ванны, удаленных от электродов и близких к ним, достигает 100%.

Если на поверхность ванны электропечи загрузить уголь или кокс, то шлак будет энергично восстанавливаться, что обусловлено непрерывным конвекционным его движением в ванне, в результате которого масса шлака все время будет контактировать со слоем восстановителя.



медно-никелевых руд и концентратов:

свод; 4 — контактные щетки; 5 — шинопакет; 6 — околоэлектродное уплотнение; 7 — устройства для перепуска электродов; 10 — телескопичная тетка; 11 — загрузочный руд; 16 — реверсивный транспортер; 17 — печной трансформатор

Основные преимущества рудоплавильных электропечей: высокий термический к. п. д., достигающий 60—80%; возможность нагрева шлака до температуры 1500—1700° С и выше, позволяющая перерабатывать в электропечах тугоплавкие материалы; активная обработка шлака, обеспечивающая пониженное содержание в нем металлов; малое количество газов и пыли; возможность полной автоматизации работы.

Недостатки электрических печей: значительное потребление электроэнергии, достигающее 500—800 *квт·ч* на 1 *т* шихты, ограниченные окислительные возможности и малая степень сокращения, повышенные требования к шихте по снижению ее влажности, ограниченные возможности по перегреву штейна или сплава.

4. Плавильные электропечи

Конструкция современной прямоугольной электрической печи для плавки медно-никелевых руд и концентратов показана на рис. 221.

Электропечь состоит из фундамента, подины, стен, свода, кожуха и крепления, устройств для загрузки шихты и выпуска продуктов плавки, электродного устройства.

Фундамент электропечи железобетонный, выполняется в виде отдельных столбов или лент, располагающихся на площади 100—200 *м*².

На столбы или ленты укладывают металлические балки и стальные плиты, поддерживающие подину печи. Такое устройство фундамента обеспечивает охлаждение пода электропечей воздухом, свободно движущимся под печью, а также возможность наблюдения за состоянием подины.

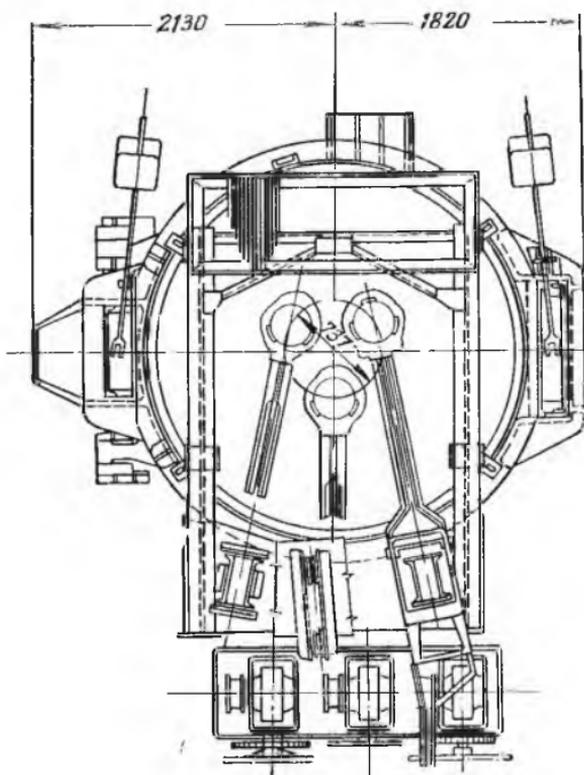
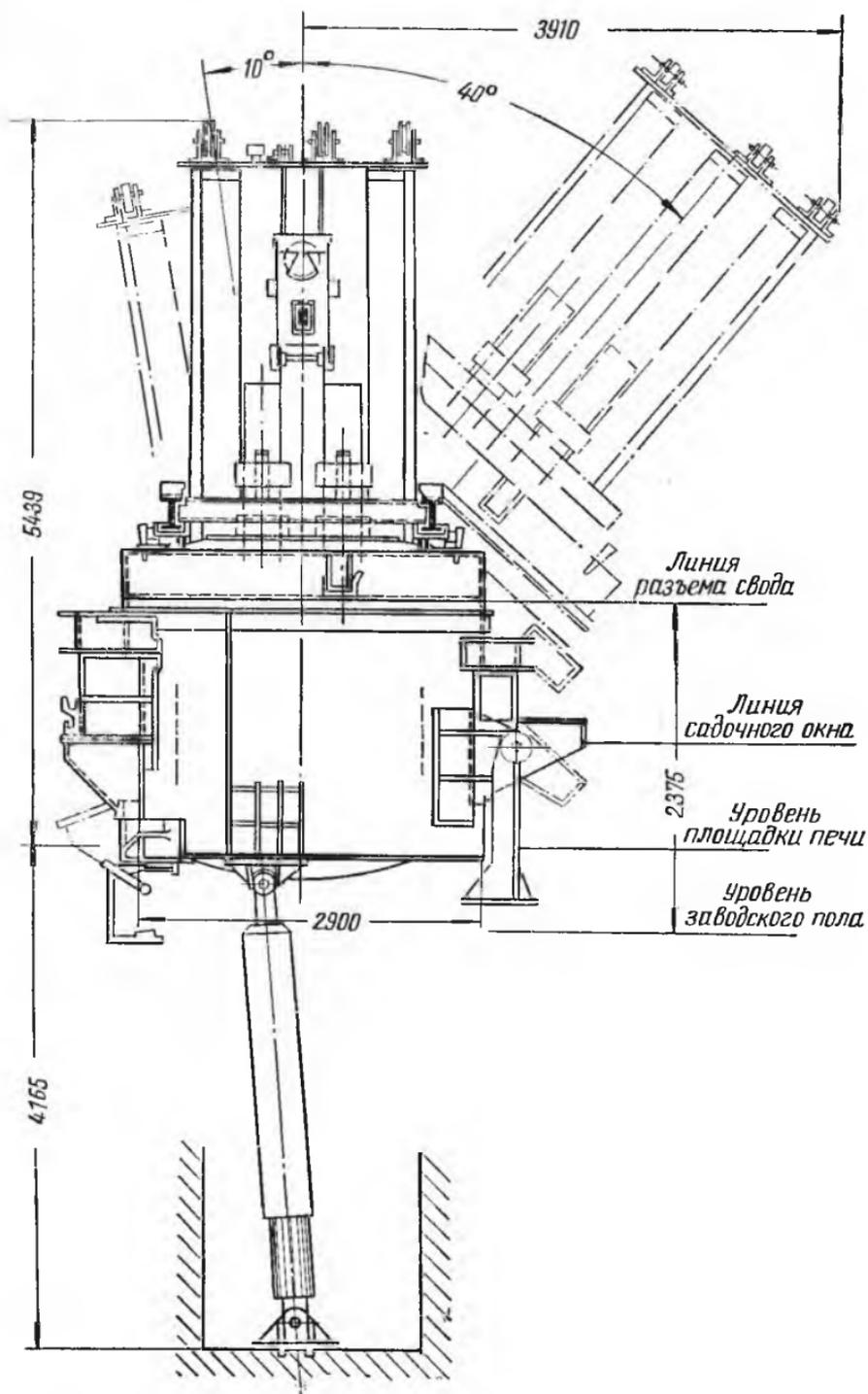


Рис. 222. Круглая поворотная дуговая



электропечь для плавки металлов

Подина электропечи имеет толщину 900—1200 мм и обычно состоит из 3—4 рядов магнезитового или хромомagneзитового и шамотного кирпича, выложенного обратными сводами на огнеупорной подсыпке или бетонной подливке. Иногда подину печей выкладывают из угольных блоков.

Стены опираются на подину, их выкладывают в нижней части на уровне ванны из магнезитового или хромомagneзитового кирпича, а в верхней части выше уровня ванны магнезит иногда заменяют шамотным кирпичом. Толщина стен на уровне ванны 750—920 мм, а на уровне свода 600—700 мм. Стены электропечей на уровне шлака для повышения их стойкости кессонируют. Свод электропечей арочный из шамотного кирпича или огнеупорного бетона толщиной 300—400 мм.

Крепление электропечи состоит из железного кожуха, выполненного из листов и плит и охватывающего стены и подину, пятых балок, поддерживающих арочный свод, и вертикальных колонн из двутавровых балок. Колонны стянуты верхними и нижними тягами, проходящими над сводом и под подиной.

Загрузочные устройства выполняют из чугунных или стальных труб, соединяющих отверстия в своде с бункерами, расположенными над печью. Загрузочные отверстия в своде обычно размещают по всей длине печи в несколько параллельных рядов — вдоль стенок и между стенками и электродами.

Жидкий оборотный шлак заливают по специальным желобам через отверстия в своде или торцовых стенках. Выпускают шлак и штейн обычно через шпуровые отверстия в торцовых стенах.

Образующиеся газы отводятся из печного пространства по нескольким круглым газоходам через отверстия в своде.

Электродное устройство представлено 3 или 6 набивными самообжигающимися угольными электродами диаметром 800—1400 мм, подвешенными при помощи тросов на подъемных электрических лебедках или закрепленных на рамах гидropодъемников, управляемых автоматическими регуляторами. Набивной электрод состоит из стального кожуха толщиной 1,5—2 мм, периодически заполняемого электродной массой, которая спекается и затвердевает по мере опускания электрода.

Электрический ток от печного трансформатора подается к электроду через электродозажим по гибким медным шинам и медным водоохлаждаемым трубкам, питающим водой щеки электродозажима.

Круглые электропечи менее распространены для рудной электроплавки в цветной металлургии, чем прямоугольные, хотя известны случаи их применения для переработки окисленных никелевых руд, оловянных концентратов и кобальтовых шлаков. Наибольшее применение круглые электропечи типа, показанного на рис. 222, нашли для плавки металлов — меди, никеля, стали и др. Круглые электропечи для плавки металлов отличаются

от рудоплавильных значительно меньшими размерами, механизмом для наклона печей, применением графитовых и угольных обожженных электродов, кладкой свода из динаса или магнезита. Эти печи работают в основном по дуговому режиму с открытой электрической дугой. Характеристика некоторых плавильных электропечей заводов цветной металлургии приведена в табл. 42.

5. Общая характеристика шахтной плавки

По химизму происходящих процессов различают три основные разновидности шахтной плавки: восстановительную, окислительную и окислительно-восстановительную. Восстановительная плавка в свою очередь в цветной металлургии подразделяется на восстановительную плавку без сульфидирования и восстановительно-сульфидирующую плавку. Окислительная плавка представлена в цветной металлургии пиритной и полупиритной плавками. Пример окислительно-восстановительной плавки — медно-серная плавка.

По характеру подготовки материалов к плавке различают плавку руды, агломерата и брикетов.

Все разновидности шахтной плавки в цветной металлургии проводят в шахтных печах с водоохлаждаемыми стенками из кесонов, вследствие чего в литературе эти печи иногда называют ватер-жакетными печами. Шахтные печи применяют в металлургии свинца, никеля и меди.

Работа шахтных печей основана на ряде сложных химических и физических процессов, протекающих в шихте, пронизываемой встречным потоком газов. Эти процессы недоступны для непосредственного их наблюдения.

Общая картина развития и взаимосвязь основных процессов в шахтных печах могут быть представлены следующим образом. Шихту, состоящую из руды, флюсов, оборотов и кокса, периодически загружают в шахтную печь отдельными порциями — кошами из определенного весового набора всех материалов. Шихту обычно загружают слоями в следующем порядке: сначала кокс, а затем обороты, флюсы и руду. Шихта располагается в печи в виде вертикального столба, опирающегося на ванну расплавленных продуктов и частично на боковые стены (см. рис. 6 на стр. 24). Значительная доля веса шихтового столба уравнивается встречным потоком газов, оказывающим на шихту динамическое давление.

Столб шихты движется, постепенно оседая вследствие образования в нижних слоях шихты пустот из-за выгорания топлива и выплавления штейна и шлака.

Воздух, поступающий в шахтную печь через фурменные отверстия, встречается в фурменной зоне шахтной печи с шихтовой смесью, состоящей из кусков кокса и наиболее тугоплавких ком-

Характеристика плавильных электродов

Показатели	Печи для плавки сульфидных медно-никелевых руд в концентраторах				Печи для плавки окисленных никелевых руд на ферроникель	
	1	2	3	4		1
Форма рабочего пространства					Круглая	Прямоугольная
Площадь пода, м ²	58	136	139	184	97	224
Внутренние размеры, м:						
длина	11,2	22,7	23,2	27,4	11,1	28
ширина	5,2	6,0	6,0	6,71	11,1	8
высота от пода до свода	4	4,6	5,0	4	—	5,5
Глубина ванны, м	2,4	2,2	2,5	1,6	—	—
Диаметр электродов, м	1,2	1,1	1,1	1,22	1,24	1,4
Число электродов	3	6	6	6	3	6
Расстояние между осями электродов, м	3	3,2	3,2	3,76	—	4,0

Число печных трансформаторов	1	3	3	3	3	1	3
Мощность всех трансформаторов, тыс. квт	30	33	45	18	13,5	60	
Удельная мощность, квт/м ²	517	243	324	100	140	270	
Линейное напряжение, в	550—390	492—218	552—743	300—160	240—90	750—430	
Линейный ток, тыс. а	31,5	22,3—29	23,5—27,1	20	21	38,2	
Плотность тока на электроде, а/см ²	2,8	2,4—3,1	2,5—2,9	1,7	1,7	2,8	
Характеристика шихты	Смесь руды и окатышей			Агломерат и руда		Горячий огарок	
Удельный проплав по шихте, т/ (м ² ·сутки)	10	6	7	4,3	4	до 8	
Удельный расход энергии, кет·ч/т	810—850	710—730	530—600	400—430	605	700	
Расход электродов, кг/т	3	3,6	2,4	1,9	2	—	
Емкость печи по металлу, т	—	—	—	—	—	—	
							Горячая, частично восстановленная руда
							Горячая руда 700°С

Показатели	Печи для плавки оловянных конденсаторов	Печи для плавки свинцовых конденсаторов	Печи для плавки цинковых конденсаторов с возгонкой динка	Печи для плавки шлаков		Печи для плавки металлов	
				цинковистых	кобальтовых	никеля из закиси	медь катодная
Форма рабочего пространства	Круглая	Прямоугольная	Прямоугольная	Горизонтальный цилиндр	Круглая	Круглая	Круглая
Площадь пода, м ²	8,8	58	47,5	32	25	3,3	10,5
Внутренние размеры, м:							
длина	3,34	13	9,75	11,3	6,15	2,06	3,7
ширина	3,34	4,5	4,9	3,4	6,15	2,06	3,7
высота от пода до свода	2,2	3,2	3,0	3	4,0	—	—
Глубина ванны, м	—	—	—	0,76	—	—	—
Диаметр электродов, м	0,4	1	0,6	0,76	0,9	0,3	0,46
Число электродов	3	4	3	6	3	3	3
Расстояние между осями электродов, м	Распад 1,2	—	—	1,67	Распад 2,7	Распад 0,73	—

Число печных трансформаторов	1	2	1	2	1	1	1	1	1	Катодная медь
Мощность всех трансформаторов, тыс. <i>квт</i>	1,4	4	6	10	4,5	2,25	6	2,25	6	
Удельная мощность, <i>квт/м²</i>	160	70	126	310	180	680	570	680	570	
Линейное напряжение, <i>в</i>	130—62	400—100	—	280—90	178—89	250—90	225—80	250—90	225—80	
Линейный ток, тыс. <i>а</i>	6,2	—	—	30	—	—	—	—	—	
Плотность тока на электроде, <i>а/см²</i>	4,5	—	—	6—7	—	—	—	—	—	
Характеристика шихты	Оловянный концентрат	Агломерат свинцовый	Горячий обожженный концентрат	Жидкий шлак		Частотно-восстановленная закись никеля				
Удельный проплав по шихте, <i>т/ (м²·сутки)</i>	2,5	5	1,6	—	—	9—10	До 40	9—10	До 40	
Удельный расход энергии, <i>квт·ч/т</i>	1100	490	1500	—	160	По металлу 1100	250	По металлу 1100	250	
Расход электродов, <i>кг/т</i>	20	9	6	—	—	14	2	14	2	
Емкость печи по металлу, <i>т</i>	—	—	—	—	По расплаву 160	8—10	40	8—10	40	

понентов шихты. В результате пробивания воздушными струями, истекающими из фурм, слоя раскаленного кокса и шихты в фурменной зоне шахтной печи развивается активный процесс горения кускового топлива, а также окисление сульфидов в расплавленном состоянии. Вследствие значительных тепловыделений, происходящих в ограниченном объеме фурменной зоны, температура здесь достигает максимального значения для шахтной печи (1400—1600° С). Фурменная зона шахтных печей, обладающая максимальной температурой, называется фокусом печи. Температура фокуса находится в определенной зависимости от температуры плавления шлака и обычно превышает ее не более чем на 100—250 град.

Газы, образующиеся в фурменной зоне нормально работающей печи, имеют температуру 1300—1500° С и непрерывным потоком движутся вверх навстречу опускающейся шихте, пронизывая и омывая ее.

Между составляющими шихты и газами непрерывно происходят процессы химического взаимодействия и теплообмена, в результате которых температура шихты по мере ее опускания постепенно повышается, а температура встречного потока газов понижается.

По мере опускания шихты в ней последовательно протекают процессы физико-химических превращений; сушка, дегидратация, диссоциация, окисление или восстановление, штейнообразование, шлакообразование и др. По мере приближения к фокусу печи в шихте начинаются процессы размягчения и плавления и жидкие продукты плавки, фильтруясь через коксовый слой, стекают во внутренний горн печи.

Состав коксового слоя, заполняющего фурменную зону печи, может быть различным в зависимости от разновидности плавки. Если в шихте, поступающей в плавку, содержится мало сульфидов и плавка ведется с повышенным расходом кокса, достигающим 8—12% (по массе), то в слое преобладает кокс. Наоборот, если шихта содержит много сульфидных минералов и плавка ведется с пониженным расходом кокса, не превышающим 3—5% (по массе), то в слое у фурм преобладает кварц и тугоплавкая порода. Чем больше кокса содержится в слое в области фурм, тем менее окислительный характер имеет плавка вследствие того, что кислород дутья преимущественно расходуется на горение кокса и газы, выходящие из фокуса печи, имеют пониженное содержание кислорода.

При малом содержании кокса в фурменном слое кислород дутья в основном расходуется на окисление сульфидов в жидком и твердом состоянии. Сульфиды в твердом состоянии окисляются в верхних горизонтах печи газами, выходящими из фокуса вследствие значительного содержания в них свободного кислорода.

В соответствии с этим степень десульфуризации при шахтной плавке колеблется в широких пределах — от 30 до 80%, а степень сокращения — от 2 до 8.

Тепло в шахтную печь поступает от сгорания углеродистого и минерального топлива, представленного сульфидными минералами, содержащимися в руде. В зависимости от содержания сульфидов в руде соответственно изменяется приход тепла от углеродистого топлива, который обычно колеблется от 20 до 90% от общего прихода тепла. Приход тепла экзотермических реакций окисления сульфидов соответственно колеблется от 80 до 10% от общего прихода тепла.

Чем большее количество тепла выделяется в рабочем пространстве шахтной печи в единицу времени, тем большее количество шихты будет расплавлено и удалено из нижних горизонтов печи в виде штейна, веркблея и шлака и тем быстрее будет опускаться вниз столб шихты и возрастать производительность печи.

Количество тепла, выделяющееся в шахтной печи в единицу времени, определяется количеством углеродистого топлива и сульфидов, окисляемых (сжигаемых) в единицу времени, т. е. интенсивность горения кокса и сульфидов.

Интенсивность горения кокса и сульфидов в свою очередь является прямой функцией от количества воздуха, поступающего в печь в единицу времени, т. е. от количества дутья.

Следовательно, производительность шахтной печи в первую очередь зависит от количества дутья и возрастает в прямой зависимости от него.

Нельзя при этом забывать, что к моменту поступления в зону плавления шихта должна быть соответствующим образом подготовлена и в ней должны закончиться необходимые химические реакции, обеспечивающие надлежащий состав продуктов плавки.

Для этого шихта должна минимально необходимое время находиться в верхних горизонтах печи под тепловым и химическим воздействием восходящего газового потока.

В отличие от пламенных печей тепло между газами и кусковой шихтой в шахтных печах передается в условиях хорошего контакта и развитой поверхности соприкосновения. Поэтому теплообменные процессы в шахтной печи обычно не лимитируют ход плавки, хотя и существенно влияют на ее тепловые показатели.

Изложенное показывает, что основным средством повышения производительности шахтных печей является увеличение количества дутья, подаваемого в печь. Естественно, возникает вопрос, до каких же пределов целесообразно увеличивать количество дутья? Исследования показывают, что количество дутья, пока еще не лимитируется скоростями процессов горения кокса, окисления сульфидов или восстановления окислов, а в основном зависит от механики движения шихтового столба и газового потока.

Для нормальной работы шахтных печей важнейшим условием является правильное и равномерное встречное движение шихты и газов, т. е. механика шихты и газов. Основное в движении шихты вниз — это равномерное ее опускание по всему поперечному се-

чению печи без остановок и рывков. Основное в движении газов вверх — это более или менее равномерное распределение газовых потоков в поперечном сечении печи, без местных продувов или не продуваемых участков. Оказывается, что при увеличении количества воздуха, подаваемого в шахтную печь, может наступить такой момент, когда динамическое давление газового потока уравновесит вес шихтового столба. В результате этого равномерное движение шихты сверху вниз прекратится, шихта начнет подвисать, в ней будут возникать продувы и каналы. Нарушение нормального схода шихты и нормального распределения в ней газовых струй вызывает расстройство теплового и технологического процесса плавки, чрезмерный вынос и т. п.

Количество дутья, вызывающее эти явления, называется предельным. Предельное количество дутья является функцией от состава и свойств шихтовых материалов и характеристики газового потока. Соответствующими изменениями состава и свойств материалов шихты, например увеличением крупности кусков, можно значительно повысить предельное количество дутья. Повышать предельное количество дутья можно также, изменяя характеристику газового потока, например при помощи повышенного давления на колошнике.

Основные преимущества шахтных печей: высокая удельная производительность печей, достигающая 30—120 $t/(m^2 \cdot сутки)$; высокая степень десульфуризации и сокращения, составляющие соответственно 30—80% и 2—8; улучшенное использование тепла в печи, выражающееся в повышенном термическом к. п. д., равном 40—60%, и пониженном расходе топлива, равным 3—30% (по массе).

Основные недостатки шахтных печей: повышенные требования к крупности шихты, регламентирующие поступление в плавку материалов размером кусков не менее 20 мм; повышенный пылеунос, достигающий при мелкой шихте до 4—12% (по массе); значительное потребление качественного кокса.

6. Шахтные печи

Конструкции современных шахтных печей для плавки медных, никелевых и свинцовых руд и концентратов показаны на рис. 223—226.

Печь состоит из фундамента, лещади, внутреннего горна, шахты, надколошниковой конструкции, крепления, воздухо- и водопроводной системы, устройств для загрузки шихты и выпуска продуктов, переднего горна.

Фундамент печи представляет сплошную массивную бетонную плиту, значительно выступающую над уровнем заводского пола. На этой плите расположены внутренний горн и лещадь.

Лещадь печи состоит из стальных или чугунных плит, офутерованных изнутри магнезитовым или хромомagneзитовым кирпичом.

Внутренний горн расположен в нижней части шахты печи и обычно состоит из магнезитовой кладки, окруженной с наружной стороны кессонами или металлическими плитами.

Шахта печи собирается из отдельных водоохлаждаемых кессонов, скрепленных один с другим болтами и удерживаемых

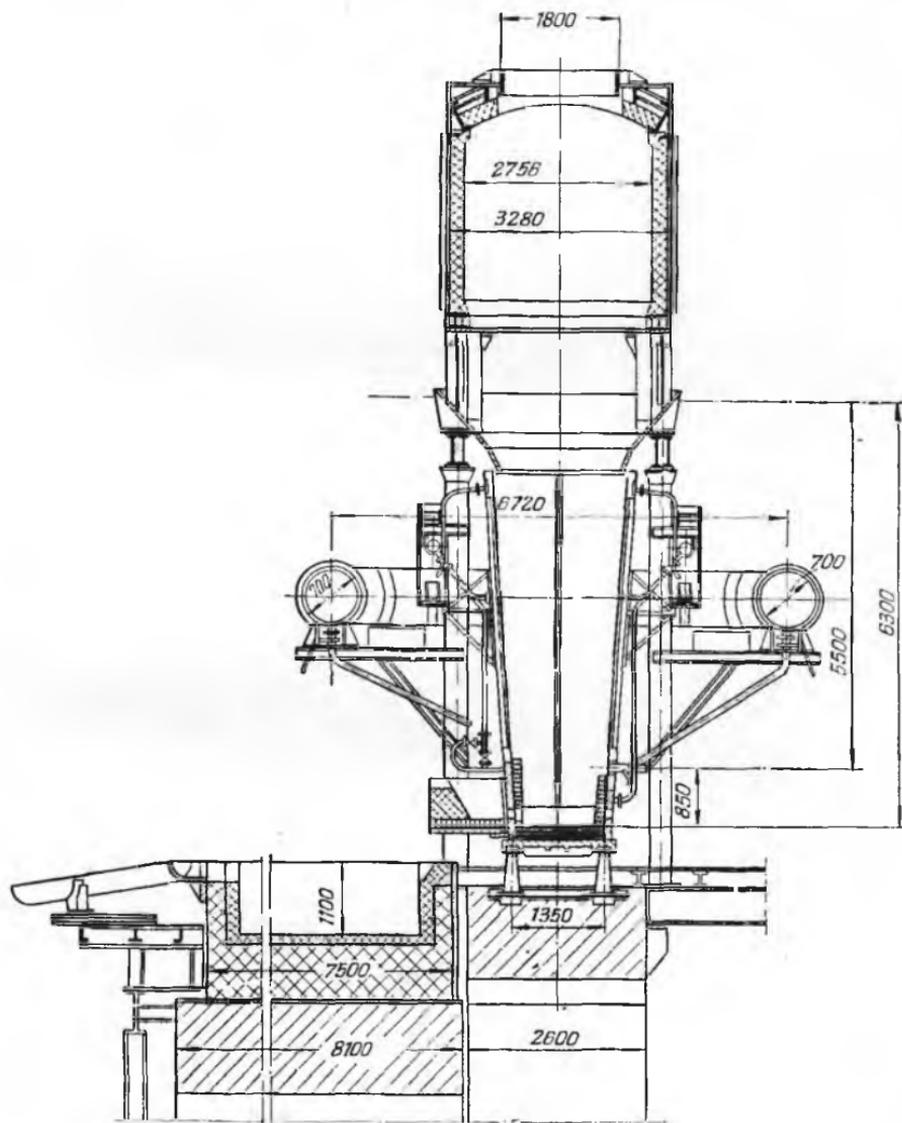


Рис. 223. Шахтная печь для полупиритной плавки медных и медноникелевых руд и концентратов

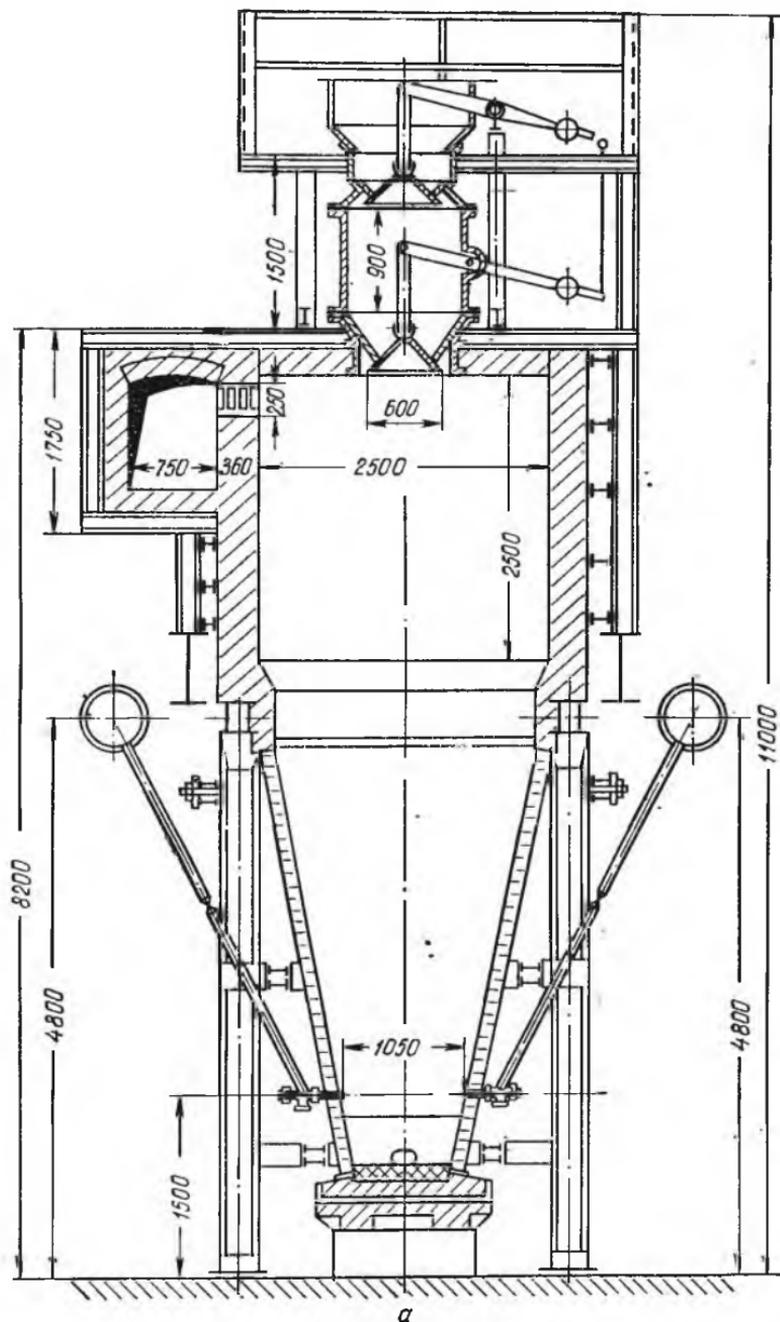
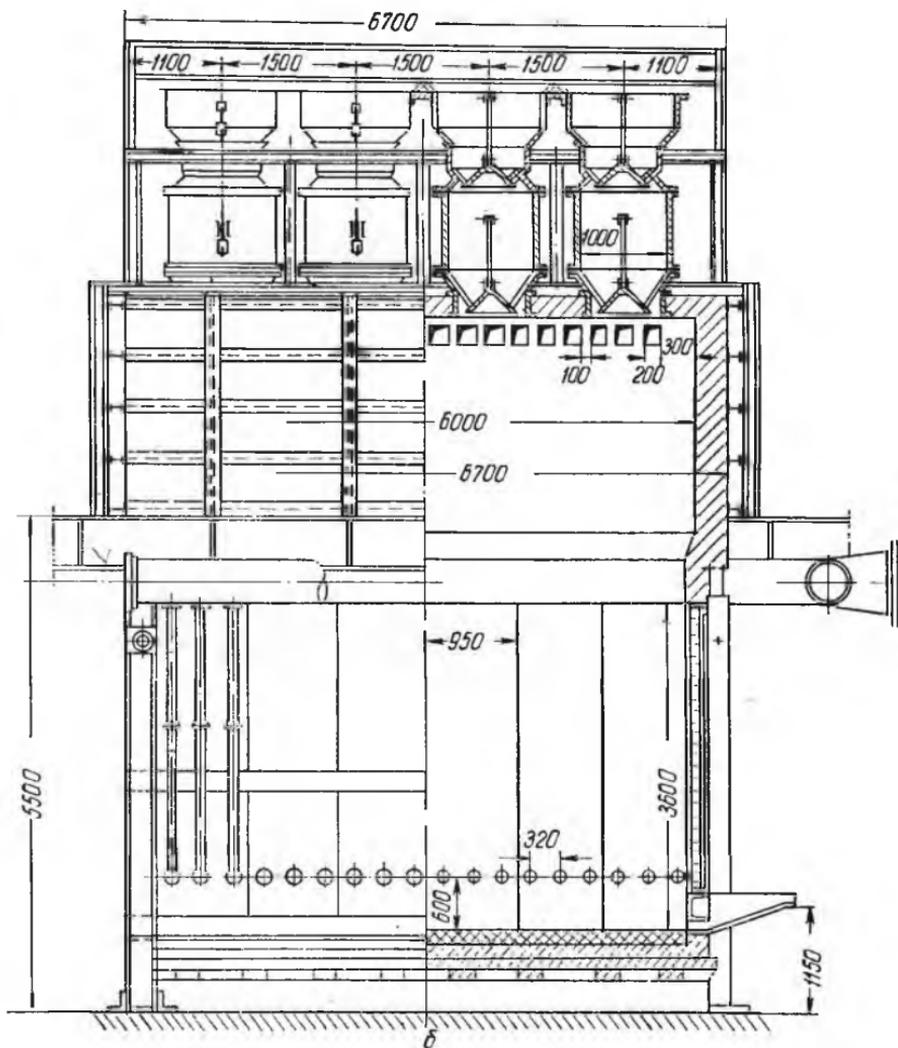


Рис. 224. Шахтная печь с герметическим
 а — поперечный раз

на месте специальным креплением. В нижней части кессонов имеются фурменные отверстия для подачи в печь воздуха.

Надколошниковое устройство состоит из выложенного шамотным кирпичом металлического каркаса, опирающегося на специальные колонны и балки, не связанные с шахтой печи. К верхней части колошниковою шатра примыкают газоотводящие трубы. Иногда надколошниковое устройство бывает металлическим с водяным или воздушным охлаждением без всякой футеровки.



колошником для медно-серой плавки:

рез; б — вид сбоку

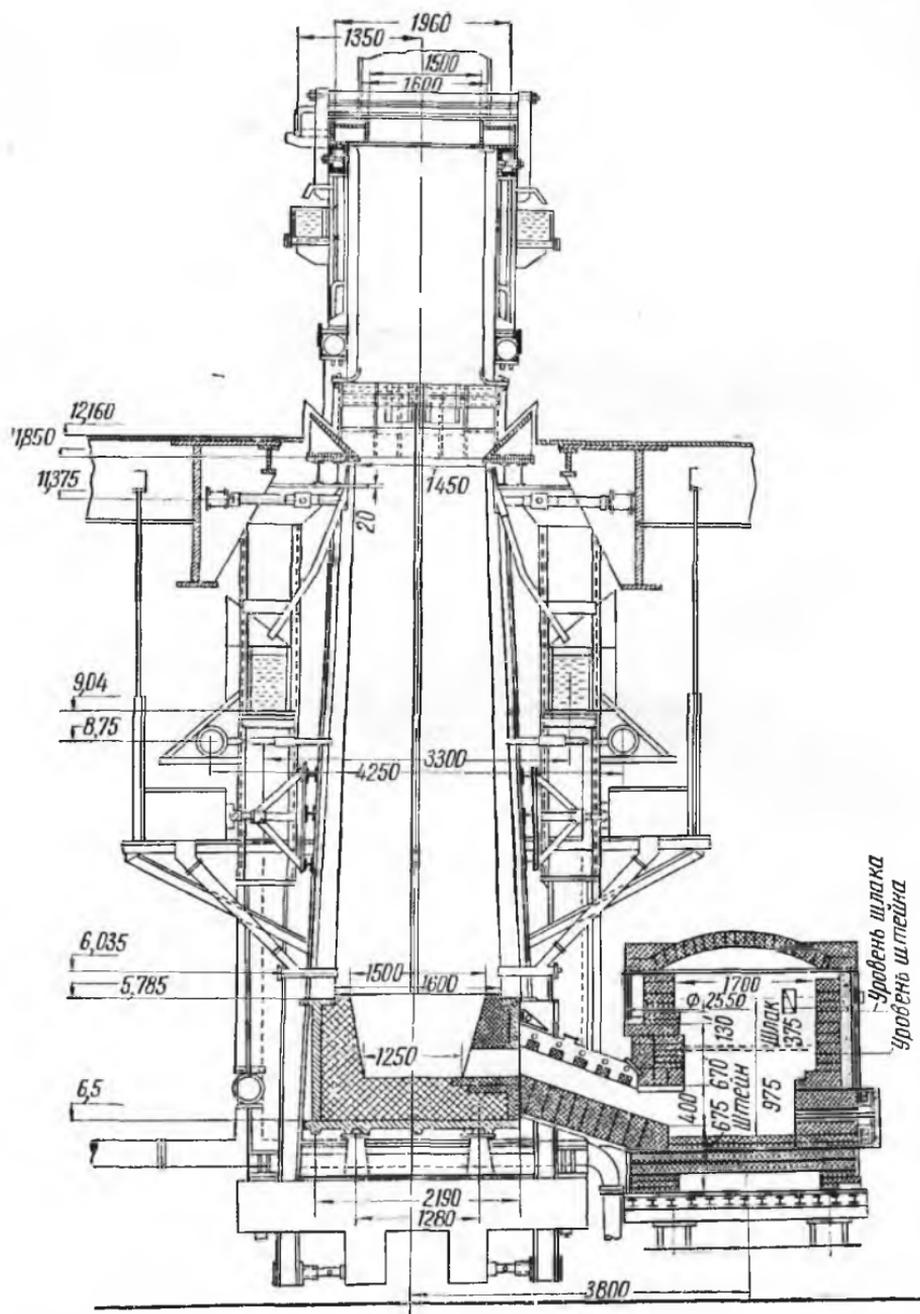


Рис. 225. Шахтная печь для восстановительно-сульфидирующей плавки агломерата из окисленных никелевых руд

Крепление кессонов шахтной печи состоит из распорных балок, опирающихся на продольные балки, окружающие печь в виде пояса, или на кольцевой воздухопровод.

Водопроводная система представлена подводящим водопроводом, имеющим ответвления к каждому из кессонов, а также открытыми желобами, собирающими горячую воду из сливных патрубков кессонов.

Воздухопроводная система представлена кольцевым воздухопроводом с большим числом фурменных труб, подводящих воздух к каждой фурме. Фурмы располагают в один или два горизонтальных ряда по высоте шахты.

Шихту загружают обычно через окно в продольных стенках колошниковою шатра и только в печах для медно-серной плавки для загрузки применяют воронки с конусами, позволяющими герметизировать колошниковое устройство. Герметизация колошника намечается также и в шахтных печах, перерабатывающих окисленные никелевые руды.

Продукты плавки выпускают через отверстие в стенках внутреннего горна, веркблей в свинцовоплавильных печах выпускают из внутреннего горна через сифон.

Передний горн, служащий для разделения штейна и шлака, представляет собой ванну круглой или овальной формы, футерованную магнезитовым и шамотным кирпичом и скрепленную с наружной стороны железным кожухом и балками.

Характеристика шахтных печей, применяющихся в цветной металлургии, приведена в табл. 43.

7. Общая характеристика конвертирования штейнов

По химизму протекающих в конвертере реакций процесс имеет явно окислительный характер, в результате которого составляющие штейна, обнаруживающие сродство к кислороду, быстро окисляются и удаляются из конвертера в виде шлаков, газов или пыли. Наиболее легко и полно при продувке штейнов удаляются железо, кобальт, сера, цинк, свинец и мышьяк.

Основной исходный материал для конвертеров — расплавленные штейны, получающиеся в результате рудной плавки медных, никелевых или медно-никелевых руд. Кроме жидкого штейна, в конвертеры загружают холодные материалы: штейн, медь, сплавы, руды, а также кварцевые флюсы. Топливо или электроэнергия при переработке штейнов в конвертере обычно не требуются, так как необходимое тепло получается в результате экзотермических реакций окисления железа и серы.

Конвертеры — основной металлургический агрегат для переработки штейнов в металлургии меди, пикеля и свинца.

Работа конвертеров складывается из комплекса химических и физических процессов, протекающих в ванне расплавленного

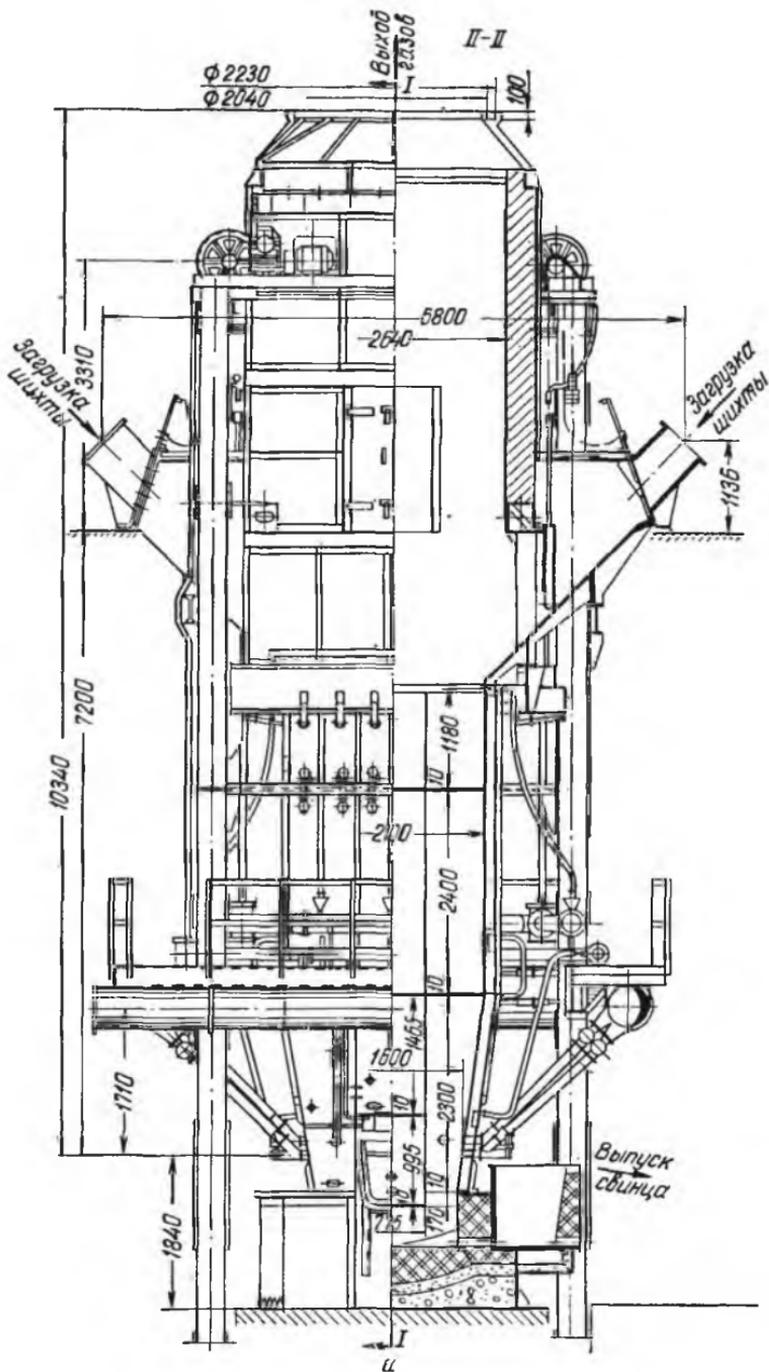
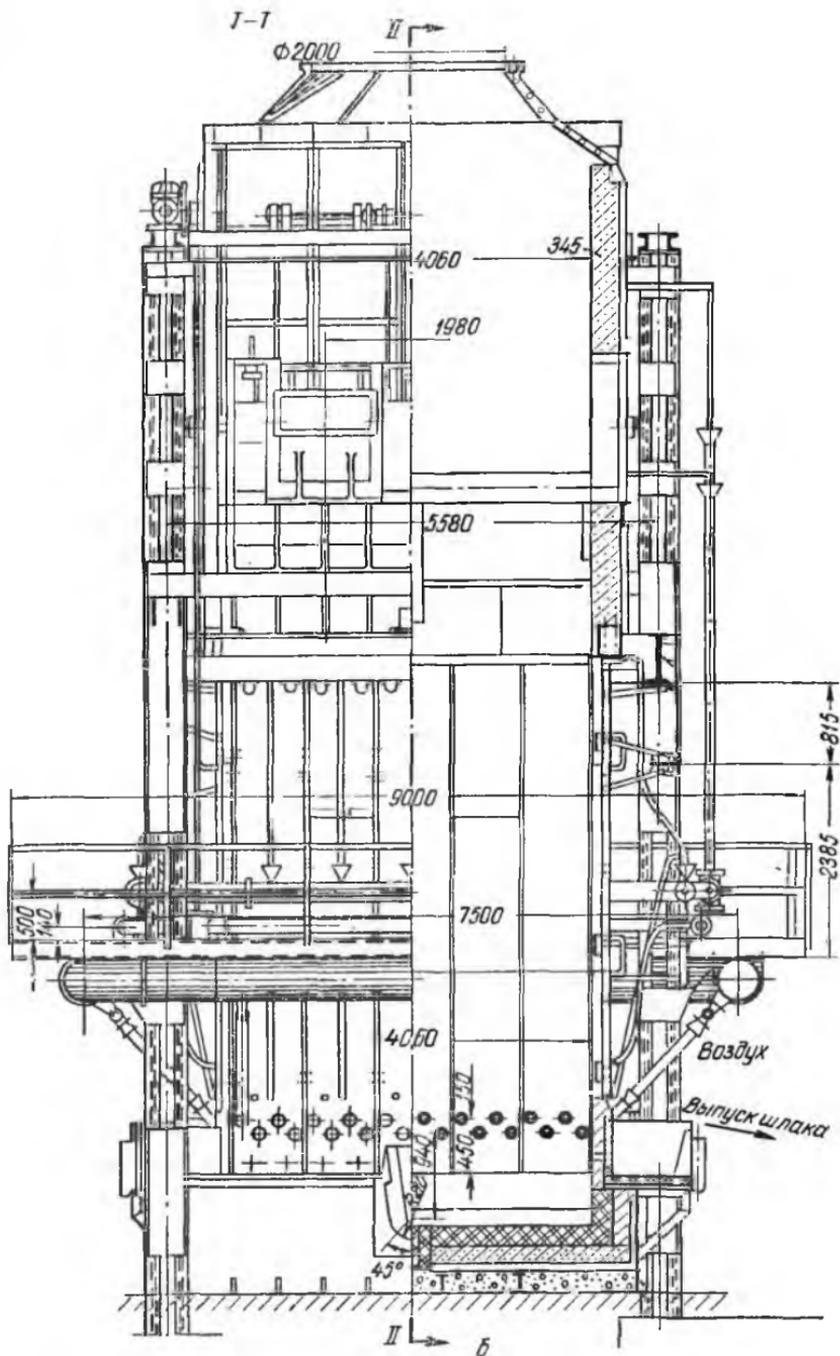


Рис. 226. Шахтная печь для восстановления
 а — поперечный разрез;



тельной плавки свинцового агломерата:

б — продольный разрез

Характеристика шахтных печей

Показатели	Печи для полупиритной плавки медных и медно-никелевых руд и концентратов	Печи для медно-серной плавки	Печи для восстановительно-сульфидирующей плавки агломерата из окисленных никелевых руд *	Печи для восстановительной плавки свинцового агломерата
Площадь печи на уровне фурм, м ²	15,3	6	23,4	6—10
Ширина печи на уровне фурм, м	1,37	1,05	1,6	1,2—1,6
Ширина печи на колошнике, м	1,73	2,2	1,4	—
Длина печи, м	11,2	5,7	14,6	3—7
Высота от лещади до колошниковой площадки, м	6,9	6,3	7,2	5—6,5
Высота от лещади до фурм, м	0,98	0,6	1,07	0,8—1,1
Диаметр фурм, м	0,1	0,1	Щелевидные 0,07×1,2	0,06—0,125
Число фурм	72	36	16	16—72
Отношение площади фурм к площади печи	0,037	0,047	0,08	0,035—0,07
Высота колошниково-го шатра, м	4,6	Герметический колошник	3,8	3,5—4,0
Число газоотводящих труб	3	18	4	—
Диаметр газоотводящих труб, м	1,8	0,2×0,25	1,5	—
Объем переднего горна по отношению к площади печи, м ³ /м ²	4,5	—	—	—
Глубина переднего горна, м	1,3	1,24	Малый горн Петрова	—
Ширина переднего горна, м	4	1,9	—	—
Удельная производительность по шихте, т/(м ² ·сутки)	60—120	40	33	40—80
Расход кокса, % от шихты	6—12	8	29	8—15
Дутье, м ³ / (м ² ·мин)	60—120	30	50	20—50
Давление дутья, мм вод. ст.	1500—2500	1400	2000	1300—2000

Показатели	Печи для полупиритной плавки медных и медно-никелевых руд и концентратов	Печи для медно-серной плавки	Печи для восстановительно-сульфидирующей плавки агломерата из окисленных никелевых руд*	Печи для восстановительной плавки свинцового агломерата
Интенсивность горения, кг/(м ² ·ч):				
кокса	200—500	150	400	200—400
сульфидов	1200—800	1000	—	—
Время пребывания шихты в печи, ч	3—1	6	4	3
Температура отходящих газов, °С	300—500	450	500	300—400

* В настоящее время в конструкции шахтных печей для плавки агломерата окисленных никелевых руд вносится ряд изменений: 1) колошник будет охлаждаться воздухом, подаваемым в печи; 2) щелевидные фурмы заменяют на круглые диаметром 200 мм и др.

штейна, продуваемого воздухом. Подобно шахтным печам, основные процессы в конвертере недоступны для непосредственного наблюдения, что значительно осложняет их изучение и познание.

Общая картина развития и взаимосвязь основных процессов в конвертере представляются следующим образом. Расплавленный медный, никелевый или медноникелевый штейн заливают в конвертер через горловину в количестве 1—2 ковшей и продувают воздухом в присутствии кварцевого флюса в течение 35—50 мин. После продувки сливают образовавшийся конвертерный шлак, заливают новую порцию штейна, загружают кварц и повторяют продувку и т. д. Постепенно в конвертере накапливается обогащенная масса, состоящая из Cu_2S или Ni_3S_2 . Для медного штейна после накопления достаточного количества Cu_2S и удаления всего железа продувку продолжают без флюсов до удаления всей серы и получения черновой меди. Для никелевого и медноникелевого штейна процесс заканчивается получением сульфидов Ni_3S_2 или сплава Ni_3S_2 и Cu_2S в виде фанштейна. Перерабатываемый расплавленный штейн образует ванну общей глубиной 1—1,5 м в нижней части конвертера. На поверхности ванны плавают кусочки кварцевого флюса, а также находится слой образующегося при продувке жидкого конвертерного шлака (см. рис. 60 на стр. 130).

Воздух подается в ванну на глубине 0,5—0,7 м от ее поверхности через специальные фурменные отверстия. Давление воздуха

значительно превосходит гидростатическое давление слоя расплавленного штейна, вследствие чего струя воздуха проникает в слой штейна на некоторое расстояние от фурменной стенки. Из-за большой плотности расплавленной штейновой массы (5—7) она оказывает воздушной струе значительное пробивное сопротивление, а также производит на нее большое гидростатическое давление, заставляющее струю воздуха вскоре после отрыва ее от фурмы разворачиваться кверху и всплывать на поверхность ванны. Поэтому при боковом расположении фурм, имеющемся во всех конвертерах цветной металлургии, аэрация ванны происходит на ограниченном участке ванны, прилежащем к фурменной стенке. Можно считать, что участок, активно перемешиваемый воздухом, составляет не более 1/3 ширины ванны конвертера, а остальные 2/3 ширины ванны непосредственно воздухом не продуваются.

Истекающие из фурм воздушные струи имеют начальную скорость 150—200 м/сек. Большая масса относительно холодного воздуха, выходящая из фурм непрерывными, еще не разбитыми на отдельные пузырьки потоками, вызывает охлаждение расплава, прилежащего к фурменной стенке, и образование фурменных настывлей в виде носков с постепенно уменьшающимся свободным проходом. Фурменные настывли уменьшают сечение фурм и постепенно снижают их пропускную способность по воздуху, что в конечном итоге может привести к полному прекращению поступления воздуха в конвертер и выходу его из строя. Для предотвращения этого приходится периодически пробивать фурмы ломками, которые механически сбивают образовавшиеся настывли и увеличивают сечение для прохода воздуха. Воздушная струя, проникая в массу расплавленного штейна, разбивается на большое число мелких пузырьков, вступающих в активное химическое взаимодействие с сульфидами и металлами.

Высокая температура ванны (1200—1300° С), расплавленное состояние материалов, значительная поверхность контакта воздуха и расплава интенсифицируют химические процессы окисления, которые протекают с очень большими скоростями. О большой скорости химических реакций в конвертере убедительно свидетельствует то, что степень использования кислорода дутья получается весьма высокой, не ниже 90—95%, при времени пребывания кислорода в ванне, измеряемом десятками долями секунды. Химические процессы наиболее активно происходят в участке ванны, продуваемом воздухом, т. е. около фурменной стенки. Основные окислительные процессы в конвертере — реакции окисления железа и серы, которые и обеспечивают тепло, необходимое для нормального протекания процесса, без затраты топлива и электроэнергии.

В результате окисления серы образуется газообразный сернистый ангидрид, который смешивается с азотом воздушного дутья и остатками непрореагировавшего кислорода. Образовав-

шаяся газовая смесь всплывает на поверхность ванны в районе, прилежащем к фурмам, и заполняет газовый объем конвертера, из которого она под небольшим положительным давлением удаляется через горловину.

В результате окисления железа образуются окислы FeO и Fe_3O_4 , находящиеся в ванне в жидком состоянии и удаляемые из ванны с конвертерным шлаком.

В отличие от окислительных процессов, протекающих в весьма благоприятных условиях, процесс шлакообразования в конвертере происходит в очень тяжелых условиях, исключающих возможность получения отвального шлака. Процесс шлакообразования затрудняется несовершенством контакта кварцевого флюса, плавающего на поверхности ванны с образующимися в глубине ванны окислами железа. Перемешивание ванны газовыми струями препятствует процессу отстаивания штейна от шлака. Плохой контакт ванны с кварцем создает благоприятные условия для переокисления образующейся закиси железа до магнетита, являющегося в условиях конвертера весьма устойчивым соединением, резко ухудшающим свойства шлака — вязкость, плотность и температуру плавления. Особенно ухудшается контакт кварцевого флюса и ванны с появлением заметного слоя шлака, который изолирует ванну от флюса. Поэтому приходится часто прекращать процесс продувки и сливать из конвертера образовавшийся шлак. Вследствие почти непрерывной продувки ванны воздухом масса штейна и шлака находится не в покое, а перемешивается, особенно в участках ванны, прилежащих к фурменной стенке.

В работающем конвертере непрерывно движутся жидкие и твердые материалы и продукты плавки. Основными причинами этого движения являются динамическое воздействие на ванну воздушных струй, истекающих из фурм, а также всплывание газовых пузырьков, усиленное тепловым расширением их под влиянием нагрева в результате экзотермических тепловыделений. Наиболее активное движение происходит в части ванны, прилежащей к фурменной стенке конвертера. Здесь бурно перемешивается надфурменный слой ванны всплывающими с большой скоростью газовыми пузырьками. Вырывающиеся из ванны газы увлекают с собой массу расплава, заставляя ее подниматься в виде всплесков и фонтанов над зеркалом ванны на высоту 0,5—1,0 м и выше. Большая часть всплесков при нормальной работе конвертера возвращается в ванну, не достигая верха кладки и горловины. Некоторое количество более мелких брызг по инерции или вследствие увлечения их газовым потоком выносятся за пределы горловины конвертера и попадает в газоходную систему или на пол цеха. Так как производительность конвертеров по перерабатываемому штейну прямо определяется количеством вдуваемого в них воздуха, всегда стремятся к усиленному воздушному питанию конвертеров.

При увеличении количества воздуха, поступающего через фурмы в единицу времени, бурление ванны у фурменной стенки усиливается, высота всплесков и фонтанов над зеркалом ванны возрастает и увеличивается количество брызг, выносимых за пределы горловины конвертера. При превышении воздушным питанием конвертера некоторого предельного количества воздуха выброс брызг и всплесков из конвертера может стать катастрофически большим, что сделает работу обслуживающего персонала опасной, а потерю штейна недопустимо высокой. Подача такого количества воздуха в конвертер нерациональна.

Количество воздуха, принимаемое конвертером, увеличивается при повышении температуры ванны и снижении ее вязкости. Чем более бедные штейны перерабатываются в конвертере, тем большее количество тепла выделяется в результате реакций окисления железа и серы и тем большие тепловые резервы имеет конвертер. Если не использовать избытки тепла, то кладка конвертера будет чрезмерно перегреваться и преждевременно выходить из строя. Поэтому для регулирования температуры конвертеров применяют так называемые холодные присадки в виде загрузки холодного штейна, корок, скрапа и др., потребляющие избытки тепла на нагрев и расплавление. Количество холодных присадок при работе на бедных штейнах может достигать 40—70% от массы горячего штейна. Наибольшие тепловые выделения в конвертерах происходят в те периоды их работы, когда ванна содержит в себе заметное количество металлического или сернистого железа. Для продувки медных штейнов этот период носит название первого периода, для медно-никелевых и никелевых штейнов — периода набора штейна. Заводские измерения показывают, что в этот период ванна и кладка конвертера активно разогреваются.

Основные преимущества конвертеров: отсутствие расхода топлива и электроэнергии; высокая интенсивность работы и большая производительность; высокая степень удаления железа, серы и других примесей; получение газов с высоким содержанием SO_2 , позволяющим утилизировать их для производства серной кислоты; возможность переработки холодных материалов — штейна, корок, руд и концентратов.

Недостатки конвертеров: несовершенство процесса шлакообразования и невозможность получения отвального шлака; пониженное прямое извлечение металлов; трудоемкость прочистки фурм; периодичность процесса и потребность частых остановок конвертера; большой расход воздуха высокого давления.

8. Конвертеры

Конструкция современных конвертеров для переработки медных, никелевых и медноникелевых штейнов показана на рис. 227. Наиболее распространен горизонтальный конвертер, имеющий форму горизонтального цилиндра.

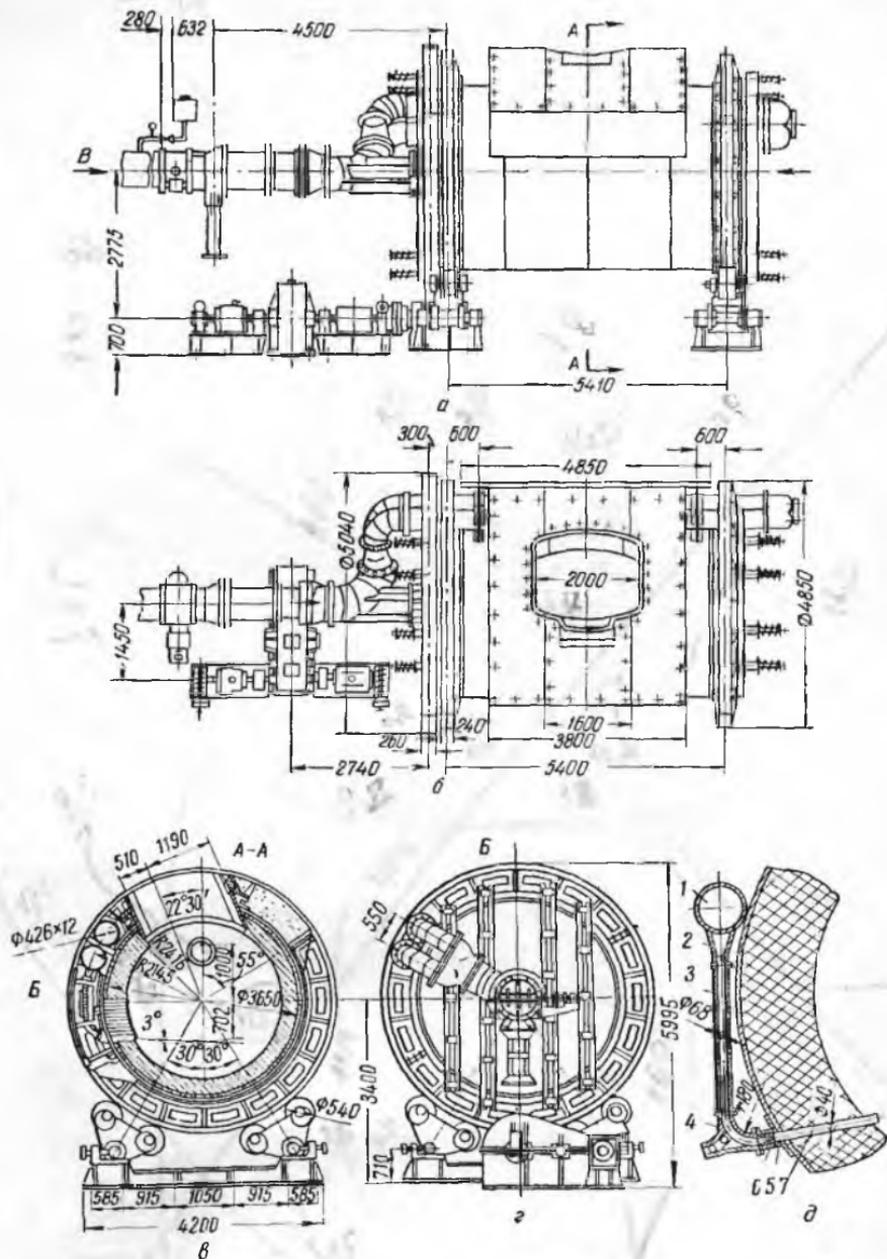


Рис. 227. Горизонтальный конвертер 3,65 × 6,1 м емкостью по меди 40 т:

а — вид с фронта; б — вид сверху; а — поперечный разрез по горловине; г — вид с торца со стороны воздухоподвода; д — усовершенствованный подвод воздуха; 1 — коллектор; 2 — конус; 3 — рукав; 4 — фурменный клапан; 5 — стойка фурмы; 6 — конический вкладыш; 7 — фурменная трубка

Конвертер состоит из фундамента, опорных роликов, бочки, напыльника, воздухоподводящей системы, устройства для загрузки флюсов и приводного механизма.

Фундамент представляет две массивные железобетонные плиты, значительно выступающие над уровнем заводского пола, на которых установлены опорные ролики и приводной механизм.

Опорные ролики из литой стали расположены попарно, по две пары на каждый из фундаментных плит.

Бочка — основная рабочая часть конвертера. Ее цилиндрический сварной кожух состоит из котельного железа, футерованного изнутри магнезитовым или хромомagneзитовым кирпичом. Толщина футеровки 300—400 мм. Между кирпичом и кожухом насыпан слой огнеупорной засыпки. Снаружи на кожухе по его концам устроены два стальных опорных бандаж, которые опираются на опорные ролики. Кроме бандажей на кожухе имеется большая кольцевая шестерня, служащая последним звеном привода. Воздух в конвертер подводится через фурмы, находящиеся на стенке бочки в один ряд параллельно оси цилиндра. Отвод

Т а б л и ц а 44

Характеристика горизонтальных конвертеров

Показатели	Конвертеры		
	1	2	3
Емкость по меди, <i>т</i>	20	40	80
Диаметр кожуха, <i>м</i>	2,26	3,65	3,9
Длина кожуха, <i>м</i>	4,5	6,1	10
Диаметр фурм, <i>мм</i>	38	41	45
Число фурм	17	32	52
Площадь сечения фурм, <i>см²</i>	193	422	826
Пропускная способность по воздуху, <i>м³/мин</i>	130—170	300—400	600—700
Размеры горловины, <i>м²</i>	2,5	3	6
Скорость поворота бочки, <i>об/мин</i>	0,86	0,7	0,81
Мощность основного электродвигателя, <i>квт</i>	16	30	50
Мощность аварийного электродвигателя, <i>квт</i>	16	21	21
Избыточное давление дутья у конвертера, <i>кг/см²</i>		0,8—1,2	
Производительность по штейну, <i>т/сутки</i>	100—150	200—300	350—450
Время на дутье, %		65—80	

газов, загрузку материалов и выпуск продуктов осуществляют через горловину в верхней части бочки, представляющую прямоугольное отверстие, укрепленное стальным воротником. Днища бочки укреплены двутавровыми балками или швеллерами.

Воздухоподводящая система конвертера состоит из стального воздухопровода, имеющего сальниковое соединение с магистральным воздухопроводом, подводящих фурменных рукавов и самих фурм. Фурмы конвертера представлены стальными трубками диаметром 38—50 мм с шариковыми клапанами, позволяющими прочищать фурмы во время работы конвертера.

Напыльник конвертера собран из котельного железа и литых плит и представляет колпак, свободно соединяющий горловину конвертера с газоотводящей системой.

Устройство для загрузки флюсов состоит из бункера и ленточного или пневматического питателя, подающих кварцевый флюс в ванну во время работы конвертера.

Приводной механизм конвертера состоит из двух электромоторов и редуктора для уменьшения числа оборотов. Один электромотор обычно переменного тока и предназначен для текущей работы. Второй электромотор постоянного тока и служит для аварийного поворота конвертера при внезапном отключении дутья. Характеристика конвертеров, применяющихся в цветной металлургии, приведена в табл. 44.

Глава 18

Ретортные и муфельные печи

1. Общая характеристика печей

Многие высокотемпературные технологические процессы цветной металлургии могут проводиться только при надежной герметизации рабочего пространства печи и поддержании в нем строго определенного состава газов или вакуума. К таким процессам относятся: дистилляция цинка, термическое получение магния, окислительный и восстановительный обжиг сырья и полупродуктов редких и благородных металлов и др. Для промышленного осуществления этих процессов применяют печи, получившие название ретортных и муфельных печей. Основная их часть — керамическая или металлическая реторта или муфель, во внутреннем пространстве которых и протекают необходимые технологические процессы. Реторты и муфели обычно нагреваются с наружной стороны, и тепло, необходимое для процесса, передается во внутреннее пространство теплопроводностью через стенки реторты или муфеля. Поэтому необходимо, чтоб реторты и муфели изготавливались из материалов с возможно большей теплопроводностью при ограниченной толщине стенок. Это требование находится в прямом противоречии с требованиями термической стойкости и механической прочности реторт и муфелей. На практике приходится применять компромиссные решения, в какой-то степени удовлетворяющие требованиям процесса теплообмена и стойкости реторт и муфелей.

В зависимости от режима и конструкции ретортные и муфельные печи могут работать периодически и непрерывно. В первом случае их загружают определенной порцией материалов, которая проходит процесс обработки и затем выгружается из печей, после чего цикл снова повторяется. Во втором случае материал подается в печи непрерывным потоком, проходит их рабочее пространство и непрерывно выгружается из печей. Непрерывная работа печей обеспечивает высокую производительность и тепловую экономичность, однако при этом осложняется герметизация рабочего пространства. Ретортные и муфельные печи старой конструкции, как правило, были периодического действия. В последнее время в цветную металлургию стали внедряться печи непрерывного действия. Ретортные и муфельные печи нагреваются углеродистым топливом или электроэнергией, как правило, с наружной стороны реторт. Исключение составляют печи, в которых обрабатываемая

шихта электропроводна, что позволяет осуществлять внутренний электронагрев реторт как печей сопротивления, используя шихту в качестве сопротивления. Возможен также электронагрев реторт изнутри с помощью угольных стержней, служащих нагревательными элементами.

2. Конструкция ретортных и муфельных печей

Регенеративная трехрядная дистилляционная цинковая печь с горизонтальными шамотными ретортами показана на рис. 228. Печь отопляется генераторным газом, общее число реторт в ней

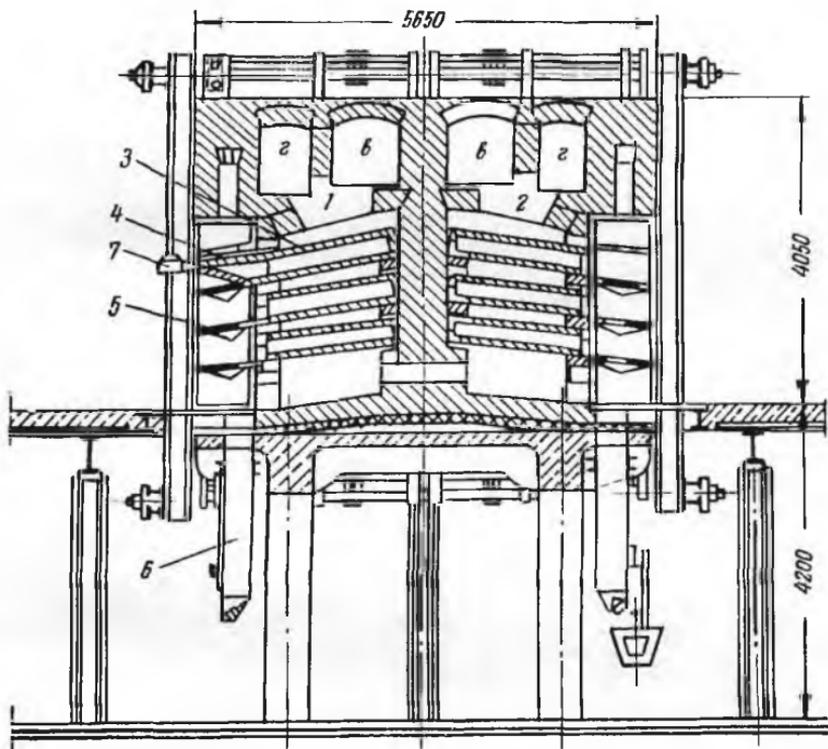


Рис. 228. Дистилляционная цинковая печь с горизонтальными ретортами (по поперечному разрезу):

1, 2 — подводные каналы для газа, воздуха и отходящих газов; 3 — реторты; 4 — конденсаторы; 5 — чугунные полки для конденсаторов; 6 — выгрузка раймовки; 7 — алонж

достигает 216 при общей длине печи вместе с регенераторами 21,5 м. Реторты имеют поперечные размеры 0,2 × 0,3 м и длину 1,8—2,0 м при толщине стенок 25—50 мм. На открытом конце каждой реторты надет шамотный конденсатор для цинка длиной 0,5—0,9 м, газы из которого выходят через металлическую насадку, называемую алонжем и служащую для улавливания цинка

в виде пыли. Реторты обогрываются снаружи в результате сжигания генераторного газа, подводимого по одному из верхних парных каналов. Генераторный газ и воздух после подогрева в регенераторах, расположенных на торцах печи, поступают в печь по левой паре каналов. Продукты горения проходят сначала левую часть печи сверху вниз, переходят в правую часть печи, по которой попадают в правую пару каналов, отводящих их в регенераторы. По мере охлаждения насадки регенераторов через каждые 30 мин перекидываются клапаны, регулирующие движение газов, которое начинает происходить уже в обратном направлении, справа налево. Печь работает по периодическому режиму. Вначале все реторты загружают шихтой, состоящей из обожженных цинковых концентратов, угля и оборотов. После загрузки на реторты надевают конденсаторы и алонжи и начинают разогрев печи до 1300—1400° С. Пары цинка конденсируются в конденсаторе, откуда расплавленный цинк вычерпывают ложкой. После удаления из шихты основной части цинка оставшуюся массу, называемую раймовкой, выгребают из реторт, чистят и ремонтируют печь и далее цикл повторяют. Общая продолжительность одного цикла 24 ч. В каждую реторту загружают до 100 кг шихты, что при 216 ретортах дает суточную производительность печи по шихте около 20 т (5—6 т цинка). Топлива на обогрев реторт и в шихту дистилляции расходуется до 3 т на 1 т полученного цинка.

Аналогичные ретортные печи, но с металлическими ретортами, работающими под вакуумом, с газовым и электрическим наружным обогревом применяют для восстановления окиси магния в металлургии магния.

Описанная ретортная печь имеет следующие существенные недостатки: 1) периодичность работы; 2) немеханизированные основные операции обслуживания; 3) большой расход топлива и огнеупоров; 4) низкое прямое извлечение цинка (80—75%).

Более совершенная дистилляционная цинковая печь — печь с вертикальной ретортой (рис. 229) для непрерывного ведения процесса. В ней сохранен принцип косвенного обогрева шихты, характерный для дистилляционных печей с горизонтальными ретортами. Поперечное сечение реторты имеет форму вытянутого прямоугольника с ограниченной шириной 300—330 мм и длиной 1600—1800 мм. Реторта имеет высоту около 8 м и выполнена из карборундовых плит, отличающихся высокой огнеупорностью и теплопроводностью. Торцы реторты можно собирать из шамотных блоков. Шихту в реторту загружают сверху через герметический затвор, а раймовку выпускают снизу через герметическое выпускное отверстие. Печь отапливается генераторным газом, который подводится через горелки, находящиеся в своде камеры. Для создания равномерной температуры воздух для горения вводят в камеру в нескольких точках по высоте. Отходящие газы на-

правляют в рекуператор для подогрева воздуха. Пары цинка отводят в конденсатор, состоящий из двух частей, работающих в различных температурных условиях. В первой части, выполненной в виде канала из карборундовых блоков, пары цинка быстро охлаждаются, чему способствуют высокая теплопроводность карборунда и турбулентное движение газов вокруг перегородок.

Во второй, зумпфовой, части конденсатора скапливается жидкий металл и во избежание образования большого количества

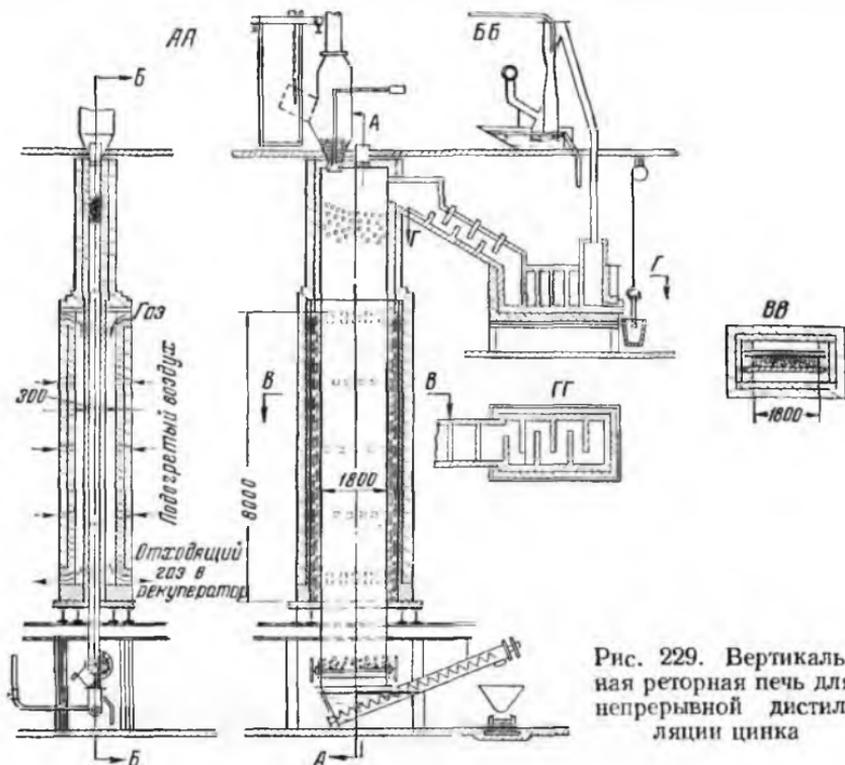


Рис. 229. Вертикальная ретортная печь для непрерывной дистилляции цинка

пусьеры газы здесь охлаждаются медленно из-за теплоизоляции этой части конденсатора. Выходящие из конденсатора газы очищают в скруббере и далее сжигают в нагревательных камерах печей.

Нормальная работа печей с вертикальными ретортами возможна только на хорошо подготовленной брикетированной шихте. Шихту для брикетирования составляют из цинкового агломерата, коксующегося угля и связующих веществ. Брикетные после изготовления их на прессах коксуют в шахтных печах, и только после коксования горячие брикеты периодически загружают в верхнюю часть реторты.

В верхней части реторты высотой 2—4 м, выложенной из шамотного кирпича, брикеты нагреваются теплом восходящих реторт-

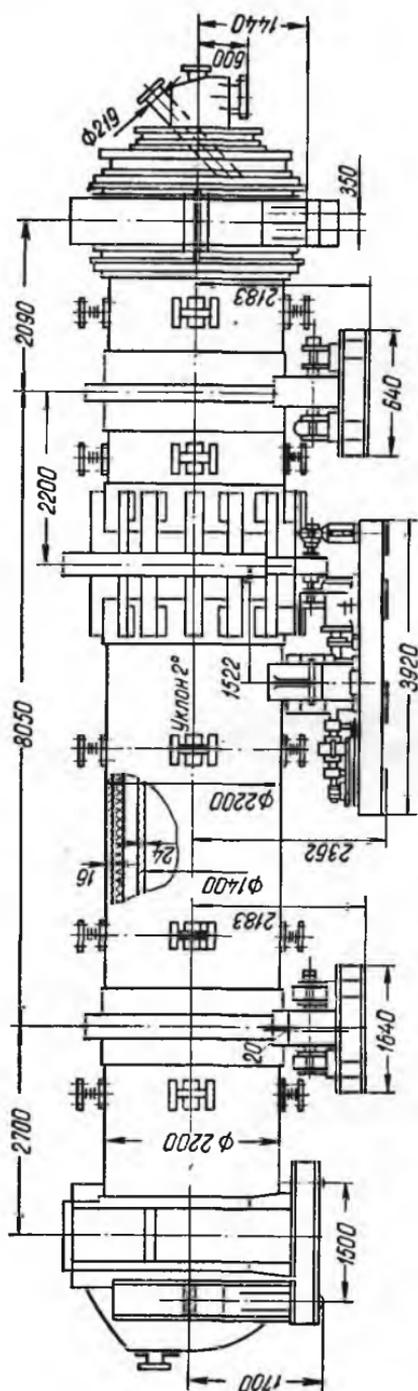


Рис. 230. Печь муфельная барабанная вращающаяся диаметром $2,2 \times 1,4$ м с обогревом дымовыми газами

ных газов. В среднюю, обогреваемую снаружи часть реторты брикеты приходят подогретыми до 1000°C и здесь нагреваются до $1270\text{—}1300^{\circ}\text{C}$. Продолжительность пребывания брикетов в зоне нагрева около 30 ч, что в сочетании с высокой температурой обеспечивает достаточно полное восстановление окиси цинка.

Цинковые пары и газы, поднимаясь вверх, проходят через столб брикетов и поступают в конденсатор, где цинковые пары конденсируются в интервале температур $850\text{—}870^{\circ}\text{C}$ на входе и $530\text{—}560^{\circ}\text{C}$ на выходе. Для облегчения отвода паров цинка из реторты в нижнюю часть ее вводят небольшое количество воздуха или нейтральных газов. Жидкий металл стекает в зумпф конденсатора и по мере накопления выпускается.

Производительность вертикальной реторты по цинку составляет $3\text{—}5$ т/сутки. Извлечение металла выше, чем в горизонтальных ретортах, и достигает 90% и более. Кампания вертикальных реторт длится от 3 до 5 лет.

Муфельные печи могут быть барабанные вращающиеся.

На рис. 230 показана вращающаяся барабанная муфельная печь $2,2 \times 14$ м, изготавливаемая Уральским заводом химического машиностроения. Печь состоит из стального барабана диаметром 2,2 м, футерованного шамотным кирпичом. Внутри этого барабана устроен сталь-

ной цилиндрический муфель диаметром 1,4 м и длиной 14,5 м, изготовленный из стали Х23Н18. Этот муфель удерживается внутри барабана на специальных опорах с пружинными амортизаторами и вращается вместе с барабаном печи. Муфель обогревается снаружи дымовыми газами, двигающимися в кольцевом промежутке между наружной поверхностью муфеля и футеровкой барабана.

Максимальная температура газов на входе в печь 950°C , на выходе 350°C . Температура реакционных газов на выходе из муфеля до 600°C . Барабан печи приводится во вращение электромотором 8,5—18 квт при числе оборотов барабана от 0,6 до 2 об/мин. Дымовые газы для обогрева получают в специальной выносной топке, на рисунке не показанной. Печь можно применять для прокалики, обжига, восстановления различных сыпучих материалов в регулируемой газовой атмосфере.

На рис. 231 приведена вращающаяся муфельная электропечь, применяющаяся для восстановления металлических порошков, а также для обработки различных материалов газами. Печь состоит из металлического вращающегося барабана диаметром 0,46 м и длиной 2,3 м, изготовленного из специального жароупорного сплава. Внутренняя полость барабана для лучшего перегревания материала оборудована лопастями. Барабан нагревается снаружи силитовыми или нихромовыми нагревателями, включенными в электросеть. Обрабатываемый материал в смеси с восстановителем загружают в печь через бункер с помощью уплотненного шнекового питателя. Выгрузка производится также шнековым питателем, служащим одновременно и холодильником. Восстанавливающие или защитные газы — водород, окись углерода и азот — подают в холодильник и в разгрузочную камеру. Печь имеет мощность 60 квт и рабочее напряжение 50—225 в. Нагревательные элементы — 16 силитовых стержней размером $0,025 \times 0,81 \times 1,37$ м. Производительность печи по перерабатываемым материалам 1—3 т/сутки. Максимальная рабочая температура 1200°C .

На рис. 232 показана вращающаяся вакуумная электропечь для восстановления магния ферросилицием. Реторта печи имеет цилиндрическую форму и расположена на роликах, позволяющих непрерывно вращать ее для перемешивания шихты. Реторта состоит из двух сообщающихся частей: реакционной камеры, футерованной кирпичом, и конденсатора из жаропрочной стали. Шихта в реакционной камере нагревается угольными стержнями, расположенными по оси печи и включенными в электрическую сеть. Печь работает периодически по следующему режиму. Реакционную камеру заполняют брикетированной шихтой ниже нагревателей через специальное загрузочное отверстие 7. После уплотнения камеры и конденсатора включают электронагреватели, и печь начинает вращаться, температура в рабочей камере поднимается

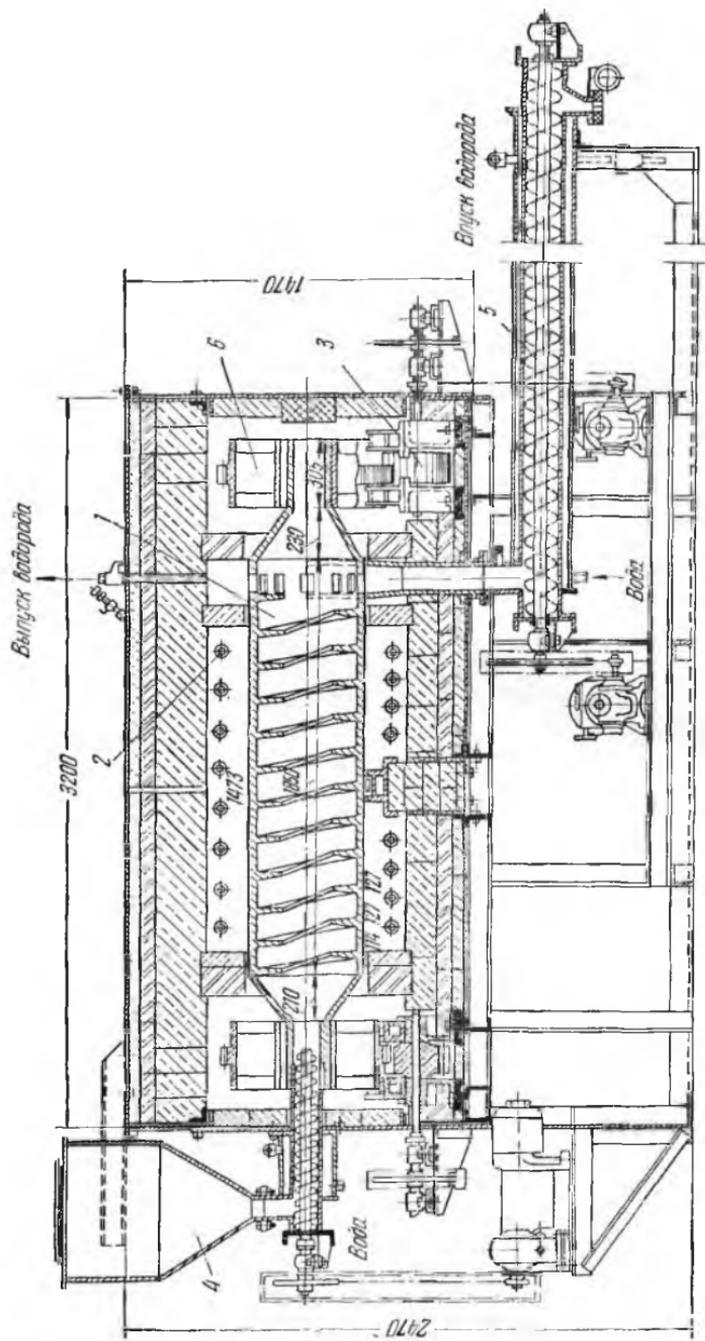


Рис. 231. Вращающаяся муфельная электропечь для восстановления металлов:

1 — металлическая реорган; 2 — силитовые нагреватели; 3 — ведущие шестерни; 4 — ведущие шестерни; 5 — шнек-холодильник; 6 — ведомая шестерня

до $1400\text{--}1500^\circ\text{C}$. Вследствие вращения печи вся шихта равномерно прогревается в течение $4\text{--}5$ ч. Конденсатор и камера во время работы находятся под глубоким вакуумом, и давление в камере составляет $1\text{--}3$ мм рт. ст. Пары магния собирают в конденсаторе, где охлаждаются. Полученный металлический магний вы-

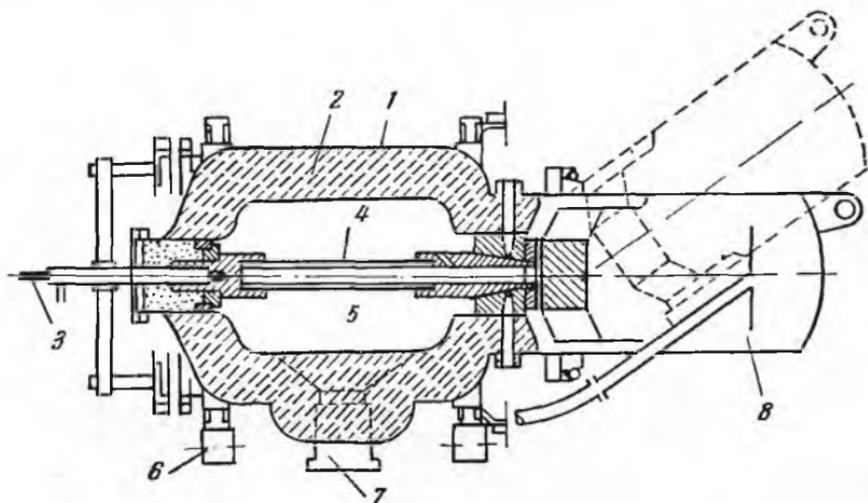


Рис. 232. Вращающаяся вакуумная электропечь для силикотермического производства магния:

1 — железный кожух; 2 — футеровка; 3 — подвод тока; 4 — нагревательный элемент; 5 — реакционное пространство; 6 — ролик; 7 — загрузочное отверстие; 8 — конденсатор

плавляют в специальной электропечи. Остатки шихты из реакционной камеры выгружают через то же отверстие, печь снова загружают свежей шихтой и начинают следующую операцию. Печь вмещает одновременно до 2 т шихты и имеет мощность 500 квт. Время обработки одной загрузки 6 ч, что обеспечивает производительность печи по магнию 1 т/сутки. Расход электроэнергии на восстановление и дистилляцию магния составляет $12\text{--}14$ квт·ч/кг Mg. Общий расход энергии, включая все побочные операции, 20 квт·ч/кг. Возможно увеличение производительности печей этого типа по магнию до 3 т/сутки.

Глава 19

Литейные печи

1. Общая характеристика литейного производства

Для отливки деталей машин и заготовок для механической обработки применяют литейные сплавы, обладающие, кроме основных, еще и хорошими литейными свойствами, позволяющими получать из них качественные фасонные отливки. Чистые металлы обычно имеют худшие механические, термические и литейные свойства по сравнению со сплавами и поэтому реже применяются для изготовления отливок и заготовок.

Для приготовления литейных сплавов требуемого состава и получения их в расплавленном состоянии с определенной температурой нагрева, обеспечивающей качественную отливку, применяют различные плавильные печи, объединяемые в группу так называемых литейных печей.

Литейные печи характеризуются относительно небольшими размерами и производительностью по сравнению с печами, перерабатывающими рудное сырье. Они обеспечивают быстрый нагрев сплавов до температуры, при которой производится отливка. Газовая атмосфера и футеровка печей не должны загрязнять сплавы и ухудшать их качество, поэтому в литейном деле все больше применяют вакуумные печи. Потери металлов (угар металлов) в процессе плавки необходимо иметь минимальными. Печи обслуживаются механизированно и снабжены автоматическим контролем и регулированием. Тепловая работа литейных печей должна быть экономичной и протекать при минимальных затратах на топливо, электроэнергию и огнеупоры.

Для приготовления и плавки сплавов из цветных металлов применяют следующие литейные печи: 1) тигельные и поворотные; 2) индукционные; 3) электрические печи сопротивления; 4) дуговые.

2. Тигельные и поворотные печи

При небольшом количестве изготавливаемых сплавов применяют тигельные и поворотные печи, отапливаемые обычно мазутом или газом, а иногда и коксом. Иногда тигельные печи имеют электрический обогрев нагревательными элементами или индуктором. Для плавки медных сплавов применяют шамотно-графитные

тигли, а для алюминиевых и магниевых сплавов — стальные или нихромовые.

На рис. 233 показана тигельная печь с мазутным отоплением, применяемая для плавки медных сплавов. Графитовый тигель

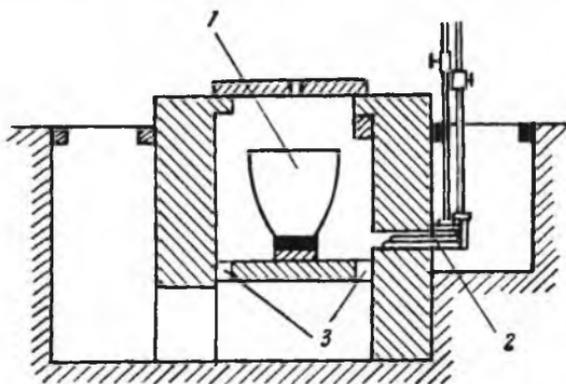


Рис. 233. Тигельная печь для плавки медных сплавов:

1 — тигель; 2 — форсунка; 3 — отверстия для отводов продуктов горения

емкостью 100—250 кг сплава помещен в горн, в нижней части которого имеется отверстие для мазутной форсунки. Мазут сгорает в рабочем пространстве горна, вокруг тигля, и продукты его горе-

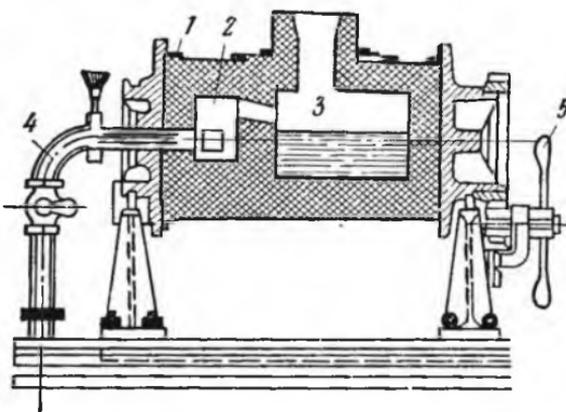


Рис. 234. Поворотная печь для плавки медных сплавов:

1 — стальной барабан; 2 — форкамера; 3 — рабочее пространство; 4 — форсунка; 5 — штурвал

ния отводятся через отверстия в поду в газоход. После окончания плавки тигель вынимают из горна и направляют на разливку. Эти печи применяют только в малых литейных, так как емкость тиглей ограничена, обслуживание печей затруднительно и расход

мазута составляет 25% от массы сплава. Значителен также и расход графитовых тиглей. Преимущество тигельных печей — малое поглощение газов жидким сплавом и незначительный угар металлов, составляющий 1—2%.

На рис. 234 приведена поворотная пламенная печь. Она состоит из стального барабана, футерованного изнутри шамотным кирпичом. Внутреннее ее пространство разделено на форкамеру для сгорания мазута и рабочее пространство, в котором плавится сплав. Топливо — мазут или газ. Печь может поворачиваться с помощью штурвала на опорах, чем облегчается разливка сплава, загрузка и ремонт. Емкость печей этого типа от 300 до 1000 кг по медному сплаву. Расход мазута около 20% от веса выданного сплава. Основной недостаток печи — высокий угар металла, достигающий 4—5%.

При плавке алюминиевых и магниевых сплавов в тигельных печах необходимо совершенно отделить содержимое тигля от топочных газов. Для этого тигли в верхней части изолируют от топочных газов огнеупорной кладкой и верхняя часть тигля выходит из топочной части наружу. Плавку алюминиевых и магниевых сплавов ведут под защитным слоем из флюсов.

3. Индукционные печи

Большинство современных крупных литейных цехов для плавки цветных сплавов оборудовано индукционными печами с железным сердечником, в которых производятся сплавы из тяжелых и легких цветных металлов. Индукционные печи по сравнению со всеми другими литейными печами имеют значительные преимущества. Они обеспечивают высокое качество и полную однородность сплавов, малые потери металлов, большую производительность, небольшой расход электроэнергии, высокую чистоту и культуру литейных цехов.

На рис. 235 показана конструкция отечественной индукционной печи типа ИЛО-0,75 (индукционная, латунная, однофазная емкостью 0,75 т, мощностью 400 ква). Аналогичные печи, выпускаемые зарубежными фирмами, известны под названием «Аякс». Печь состоит из цилиндрической шахты, подового камня с нагревательными каналами и магнитопровода (сердечника) с первичной катушкой (индуктором). Шахта печи состоит из железного кожуха, теплоизолирующей прослойки и огнеупорной футеровки. Внизу кожуха имеется поддон, связанный с кожухом поясом из углового железа. Под шахты выложен огнеупорным кирпичом. Для соединения шахты с подовым камнем в поддоне имеется вырез. Верх шахты закрывается железной крышкой с отверстием для загрузки. Сбоку в верхней части шахты находится отверстие и носок для разливки сплава. Подовый камень с двумя каналами набивают кварцевой, корундовой, шамотовой или магне-

зитовой набивной массой и в нем делают одно круглое горизонтальное отверстие для установки магнитопровода с надетой на него первичной однослойной катушкой. Верхнюю, входящую в вырез поддона часть подового камня для лучшего соединения с шахтой немного срезают. Подовый камень набивают в специальном бронзовом, медном или из немагнитной стали каркасе, состоящем из двух половин. Эти половины соединяют болтами и крепят к каркасу печи, к которому прикреплен и кожух шахты.

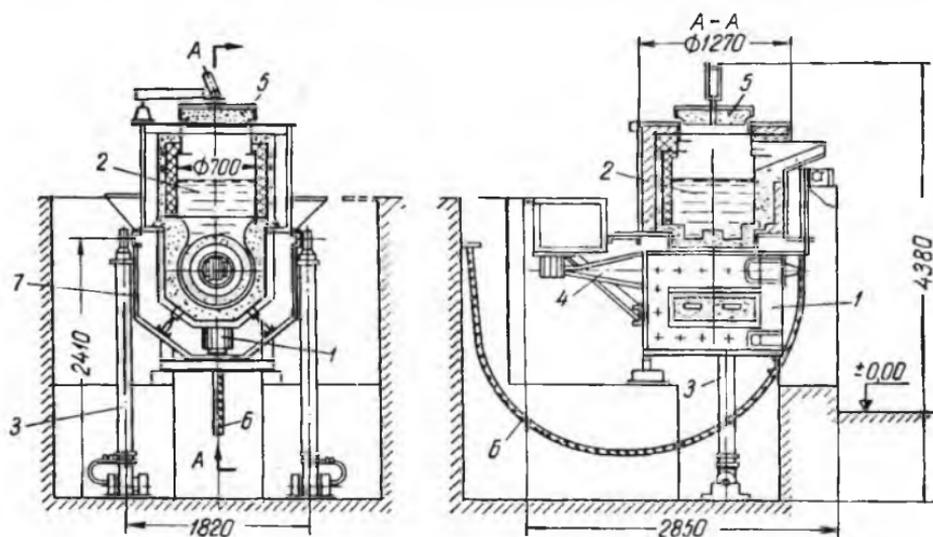
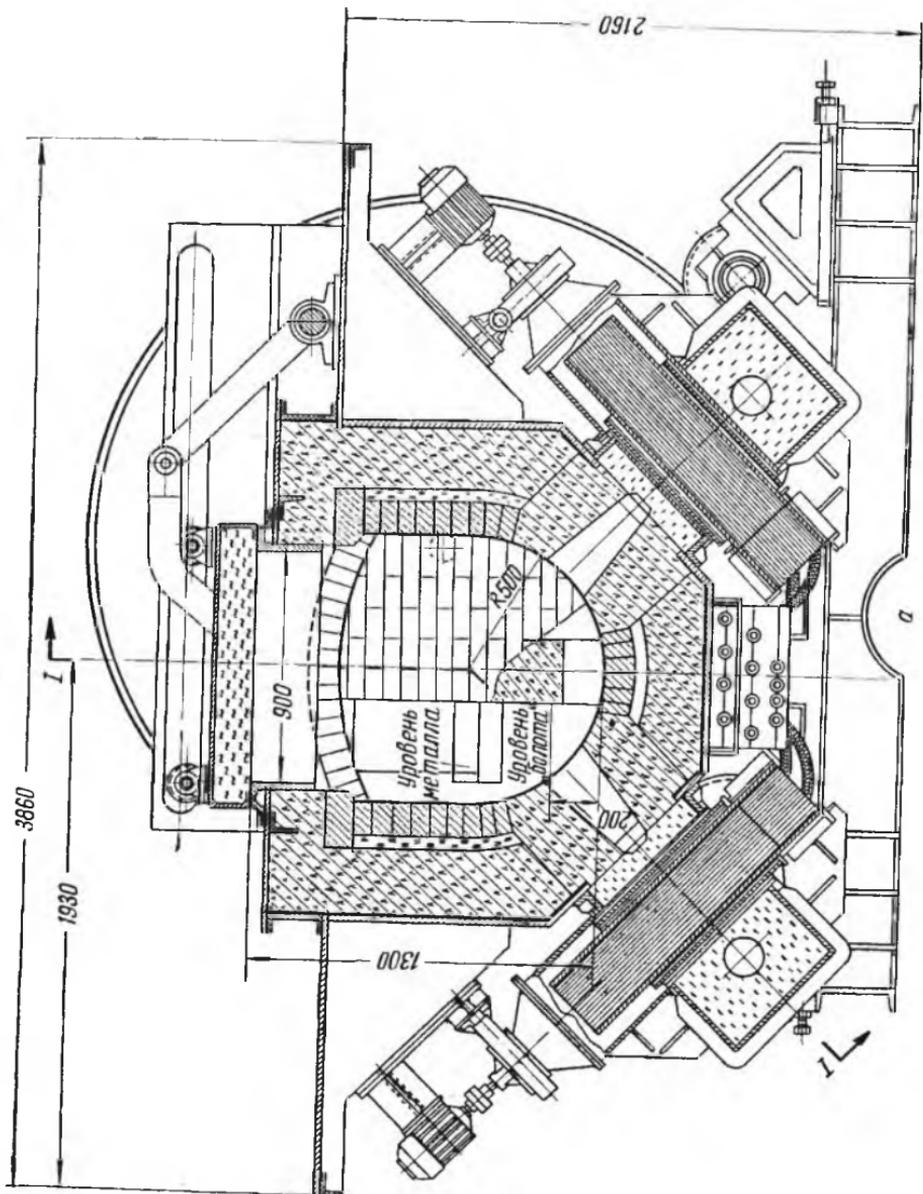


Рис. 235. Индукционная плавильная печь типа ИЛЮ-0,75 для плавки медных сплавов емкостью 0,75 т:

1 — магнитопровод; 2 — ванна печи; 3 — механизм наклона; 4 — вентиляционная установка; 5 — крышка; 6 — токоподвод; 7 — рама

Магнитопровод печи представляет собранный из листовой трансформаторной стали сердечник стержневого типа. Сбоку каркаса устанавливают опоры с отверстиями для оси поворота печи во время разливки сплава. Для поворота печи используют гидропривод. Футеровку подового камня для плавки бронз и латуней делают из сухой кварцевой массы следующего состава: 96% дробленого кварца, 2% буры, 1,5% оконного стекла и 0,5% глины. Для плавки никелевых сплавов камень набивают магнезитовой массой: 96,5% плавленого магнезита, 3% буры и 0,5% оконного стекла. Шихту загружают через отверстие в верхней крышке и после ее расплавления сплав разливают через носок при наклоне печи. Индуктор печи охлаждается проточной водой, а футеровка канальной части — воздухом от специального вентилятора. Печи подобного типа весьма широко распространены в литейных цехах для плавки меди, латуней, бронзы, никеля, мельхиора и других цветных сплавов.



Индукционные печи с железным сердечником, применяемые для плавки алюминиевых сплавов, несколько отличаются по своей конструкции. Дело в том, что при плавке алюминия образующаяся на поверхности ванны окись алюминия осаждается в каналах печи, вызывая изменение их электрического сопротивления и нарушение циркуляции металла. Для свободной очистки от осадка окиси каналы в печах для плавки алюминия делают прямыми увеличенного сечения и оборудуют отверстиями с пробками, позволяющими периодически открывать каналы и прочищать их. Вследствие уменьшения плотности тока в каналах и увеличения толщины металла в шахте перемешивание металла в печи уменьшается, чем ослабляется осаждение окиси в каналах. Индукционные печи с железным сердечником, или так называемые канальные печи, могут быть одно- и трехфазные, мощностью от 400 до 2000 *кв*а, емкостью от 0,75 до 15 *т* для латуни, от 20 до 40 *т* для цинка, от 0,5 до 6 *т* для алюминия и меди. Число индукционных единиц у печей этого типа составляет 1—6. Печи работают при напряжении 220—1000 *в*. Удельный расход энергии составляет, *квт·ч/т*: для латуни 200; для алюминия 450; для меди 240; для цинка 110. Время одной плавки от 0,5 до 3 *ч*.

На рис. 236 показана индукционная канальная печь промышленной частоты со стальным сердечником типа ИЛК-6, используемая в современных меднолитейных для производства отливок из красной меди. Емкость печи по меди 5—6 *т*, общая мощность 1600 *кв*а при активной мощности 1400 *квт*. Суточная производительность печи 80—120 *т*, число плавов в сутки 16—18. Печь состоит из следующих основных узлов: стального сварного кожуха с двумя опорными ободами для поворота, футерованного изнутри огнеупорным кирпичом и набивкой; четырех съемных однофазных индукционных единиц; механизма поворота печи; вентиляторов для охлаждения футеровки канальной части индукционных единиц; трех крышек одна из которых (центральная) снабжена механизмом подъема.

Индукционные единицы расположены в нижней части печи в два ряда. Каждая единица состоит из: кожуха с огнеупорной набивкой, в которой имеются прямоугольные плавильные каналы, стержневого магнитопровода с отъемным ярмом, вентилятора для охлаждения. При протечке одной из индукционных единиц полного ремонта всей печи не проводят, а меняют только индукционную единицу новой, которую подготавливают заранее на стороне.

Индукционные единицы питаются от понижающего трансформатора при напряжении 450 *в* и частоте 50 *гц*. Токоподвод к печи осуществляется гибкими водоохлаждаемыми кабелями. Водяное охлаждение применяют и для индукторов. Корпус печи поворачивается в обе стороны с помощью приводного механизма. Шихту загружают через центральное загрузочное окно при поднятой крышке. Металл из печи сливают через летку, расположенную

на торцовой стенке. Ось летки совпадает с осью вращения печи. Плавку меди ведут под слоем древесного угля или в атмосфере защитного газа. Срок службы печи ИЛК-6 составляет до 10 лет. Печь хорошо komponуется с индукционным миксером и машиной для полунепрерывного литья, что позволяет получать медные слитки массой до 4 т и длиной до 5 м.

В металлургии цинка для переплавки катодов применяют индукционные печи с железным сердечником емкостью 20 и 40 т типа ИЦ-20 и ИЦ-40 (рис. 237). Они оборудованы шестью индукционными нагревательными единицами с горизонтальным расположением нагревательных каналов и вертикальными магнитопроводами. Печь ИЦ-40 питается от двух трехфазных печных трансформаторов по 1000 *кв*а каждый с вторичным напряжением 450—550 в. Печь состоит из двух камер: большой плавильной и малой раздаточной. Катодный цинк загружают в плавильную камеру с помощью рольганга через загрузочную шахту, прямо в ванну с расплавленным металлом. Расплавленный цинк выпускают из печей через выпускное отверстие раздаточной камеры в ковш или на разливочную машину. При расплавлении катодного цинка образуются дроссы — смесь окиси цинка с металлическими частицами, которые периодически снимают с поверхности ванны через шлаковое окно. Производительность печей по чушковому цинку составляет, *т/сутки*: печи ИЦ-20 до 110; печи ИЦ-40 до 300, расход электроэнергии 110 — 120 *квт·ч/т*.

Кроме индукционных печей с железным сердечником, для плавки цветных и благородных металлов и сплавов применяют индукционные печи без железного сердечника.

На рис. 238 показан индукционный вакуумный агрегат для плавки и отливки вакуумной меди высокой чистоты, основной частью которого является тигельная высокочастотная индукционная печь мощностью 500 *квт* с тиглем емкостью до 1 т. Агрегат состоит из трех водоохлаждаемых камер, находящихся под вакуумом: загрузочной, плавильной и камеры разлива, объединенных в единое целое.

Загрузочная камера представляет собой вертикальный цилиндрический сосуд, присоединенный к верхней части плавильной камеры через специальный герметизирующий затвор. В загрузочной камере имеется индуктор для предварительного подогрева контейнера с шихтой перед опусканием его в тигель печи.

Плавильная камера представляет горизонтальный цилиндрический сосуд, сваренный из листовой стали. Внутри плавильной камеры находится индукционная тигельная печь емкостью по меди до 1 т, индуктор которой питается от преобразователя повышенной частоты мощностью 500 *квт* при напряжении 1500 в и частоте 1000 *гц*. У разливочного носка печи установлен водоохлаждаемый кристаллизатор для отливки круглых слитков диаметром 200—400 мм. В нижней части плавильной камеры под кристал-

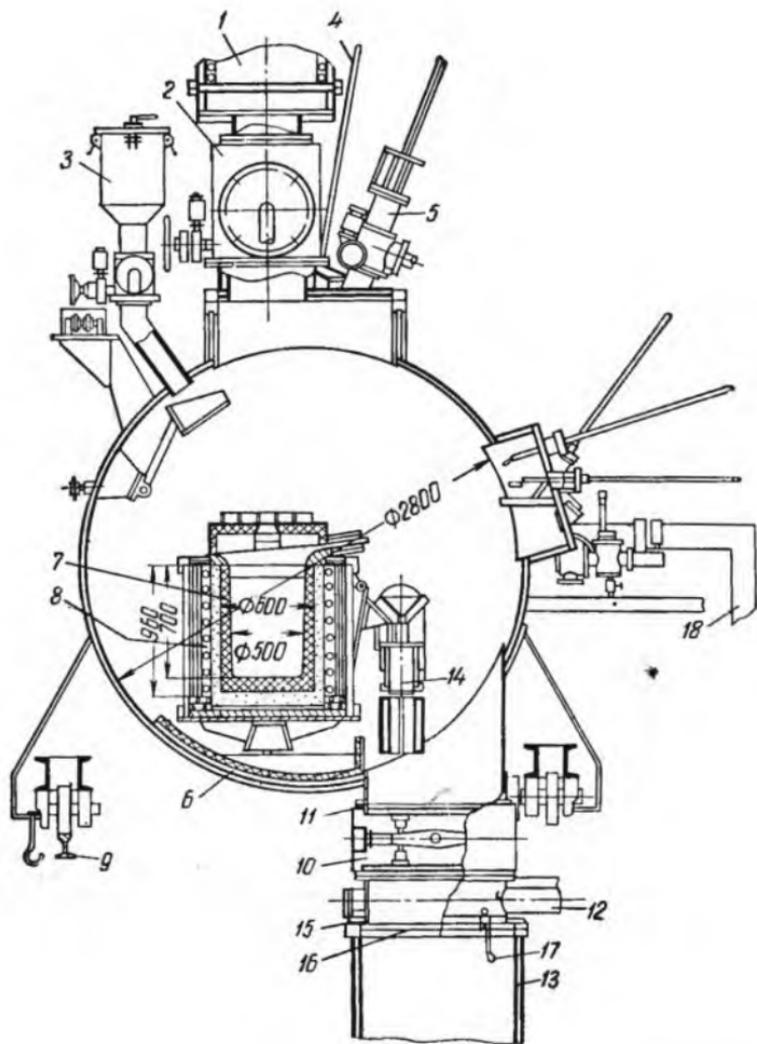


Рис. 238. Индукционный вакуумный агрегат для вакуумной плавки меди и отливки слитков емкостью до 1 т:

1 — камера загрузки; 2 — затвор тарельчатый; 3 — дозатор; 4 — термопара; 5 — устройство для отбора проб; 6 — плавильная камера; 7 — графитовый тигель печи; 8 — индуктор; 9 — рельс; 10 — затвор шиберный; 11 — кольцо уплотнительное; 12 — компенсатор; 13 — камера разлива; 14 — кристаллизатор; 15 и 16 — кольца уплотнительные; 17 — зажим; 18 — вакуумпровод

лизатором расположена камера разливки, соединяющаяся с плавильной камерой через специальный затвор. В разливочной камере установлен механизм подъема и вытягивания слитка из кристаллизатора. Плавильная камера агрегата находится под вакуумом непрерывно, а загрузочная и разливочная — периодически. Предельный вакуум плавильной камеры в холодном состоянии $5 \cdot 10^{-4}$ мм рт. ст.

Для выплавки меди высокой чистоты используют катодную медь не ниже марки М0. Нарезанную медь загружают в стальные цилиндрические контейнеры с дном, заделанным медной проволокой. Контейнеры поочередно поступают в загрузочную камеру агрегата, которую вакуумируют не выше 0,8 мм рт. ст., затем включают подогрев контейнера индуктором в течение 15 мин. После подогрева шихты и выравнивания давления в плавильной и загрузочной камере открывают верхний затвор и контейнер с шихтой опускают в разогретый тигель печи. Удерживающая шихту медная проволока расплавляется и шихта из контейнера высыпается в тигель печи. Пустой контейнер через затвор и загрузочную камеру выводится из агрегата и на его место поступает следующий контейнер с шихтой. После набора тигля, расплавления всего металла и его дегазации под вакуумом производят разлив. Перед разливом давление в разливочной камере должно быть не более 0,1 мм рт. ст., после достижения такого вакуума открывается затвор, сообщающий плавильную и разливочную камеры. При помощи механизма подъема в кристаллизатор вводят медную затравку, после чего тигель наклоняют и кристаллизатор заполняют металлом, а слиток вытягивают из него механизмом подъема. После окончания разлива слиток опускают в камеру разливки, которая отделена затвором от плавильной камеры, после чего из нее удаляют готовый слиток. Тигель индукционной печи выдерживает около 100 плавов. Время одной плавки 5 ч. Производительность агрегата 4,8 т/сутки. Расход электроэнергии: на подогрев шихты, плавку и рафинирования ~ 1900 кВт \times \times ч/т, на вакуумирование камер ~ 340 кВт/т. Расход воды на охлаждение 200 м³/т. В настоящее время высокочастотные индукционные печи строят мощностью от 50 до 5000 кВт при емкости тигля от 50 кг до 20 т.

4. Электрические печи сопротивления

Для плавки относительно легкоплавких металлов и сплавов алюминия и магния применяют электрические печи сопротивления.

На рис. 239 показана тигельная электрическая печь сопротивления, применяемая в небольших литейных для плавки алюминиевых и магниевых сплавов. Эта печь состоит из чугунного тигля, помещенного в камеру с нихромовыми нагревателями, размещенными на полках шамотной футеровки камеры. Тигель закрыт

сверху крышкой, через отверстие в которой пропущена термопара. Температура на нагревателях достигает $850-1000^{\circ}\text{C}$. Емкость таких печей $25-250\text{ кг}$, расход энергии $650-850\text{ квт}\cdot\text{ч/т}$. Угар металлов не превышает 2% .

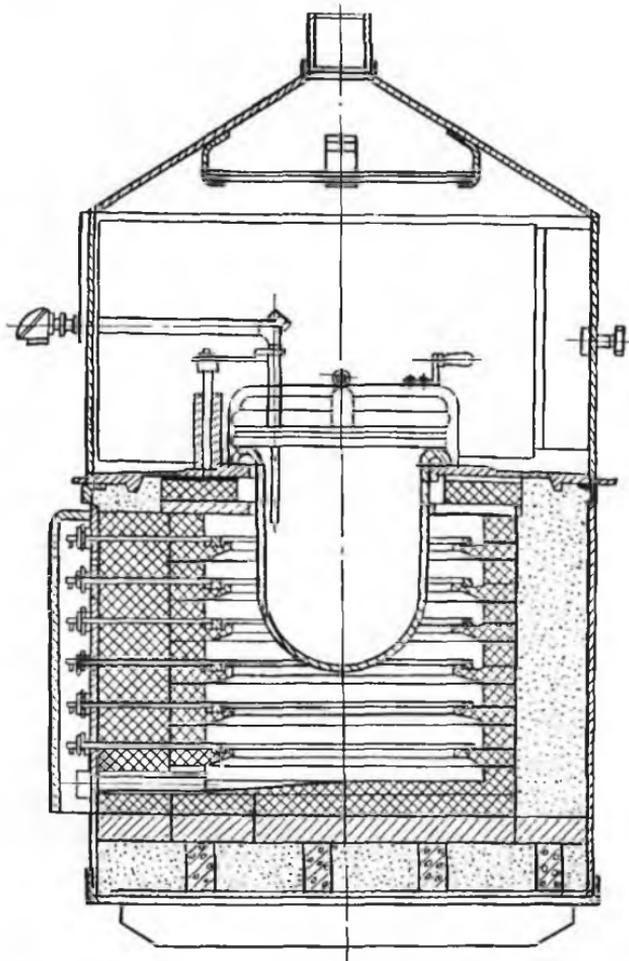


Рис. 239. Тигельная электрическая печь сопротивления для плавки алюминиевых и магниевых сплавов

На алюминиевых заводах расплавленный алюминий из электролизеров выпускают в ковши, где он очищается отстаиванием и хлорированием от загрязняющих его примесей. Затем он поступает в литейное отделение для отливки в слитки. Литейное отделение оборудовано установкой для полунепрерывного литья, в состав которой входят миксер для алюминия и литейная машина (рис. 240). Электромиксер для алюминия представляет собой двоянную стационарную печь сопротивления общей емкостью

30 т алюминия (каждая камера по 15 т). Мощность миксера общая 600 квт, на камеру 300 квт. Внутренние размеры: ширина 2,6 м, длина 10,1 м. Габаритные размеры в плане 5,76×11,67 м.

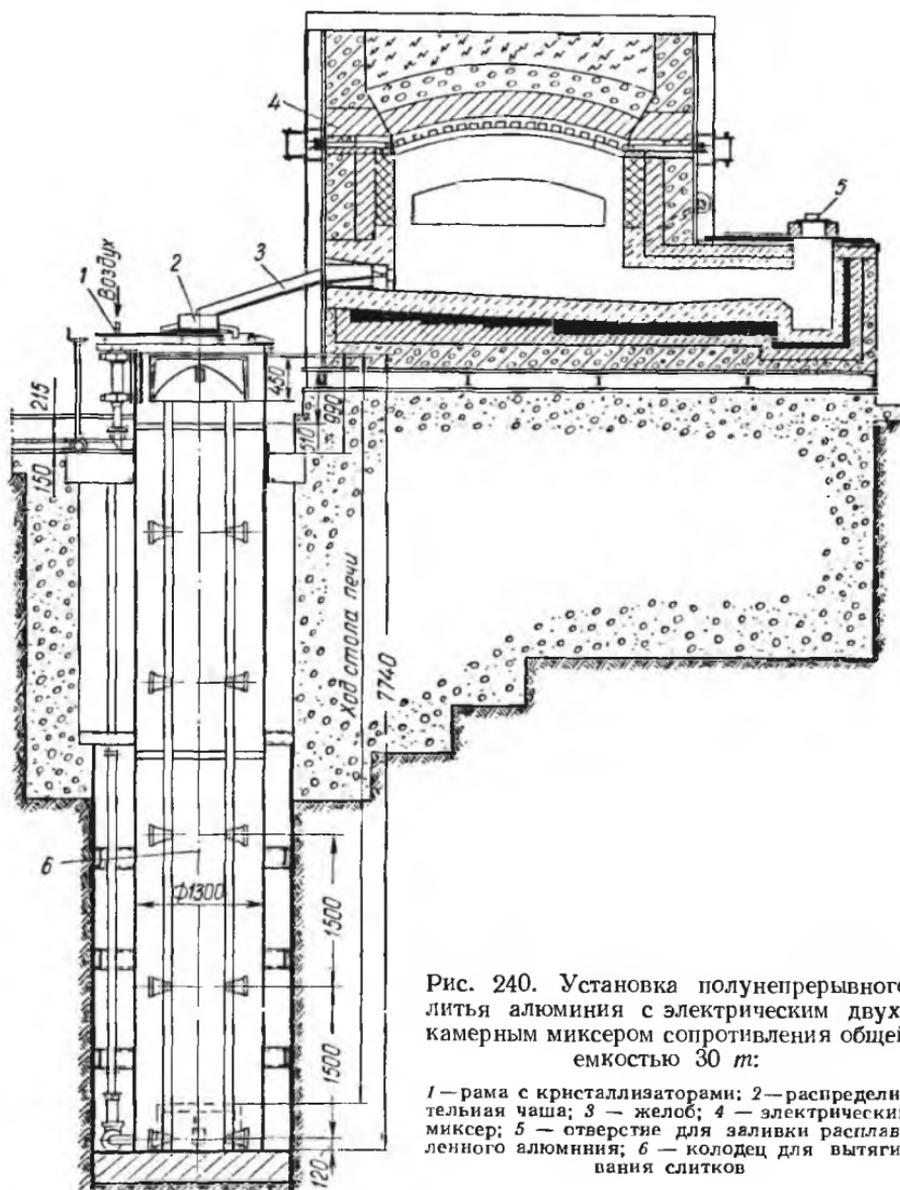


Рис. 240. Установка полунепрерывного литья алюминия с электрическим двух-камерным миксером сопротивлением общей емкостью 30 т:

1 — рама с кристаллизаторами; 2 — распределительная чаша; 3 — желоб; 4 — электрический миксер; 5 — отверстие для заливки расплавленного алюминия; 6 — колодец для вытягивания слитков

Нагревательные элементы миксера расположены на своде и представлены лентой сечением 4 × 40 мм из сплава Х20Н80. Нагреватели каждой камеры разбиты на три фазы мощностью по 100 квт, включенные по схеме «звезда» в питающую трехфазную

сеть переменного тока 380/220 в. Поверхностная нагрузка нагревателей 1,7 $\text{вт}/\text{см}^2$. Температура нагревателей 1050° С. Расплавленный алюминий после очистки в ковшах заливают в миксер через отверстия 5. Разливка алюминия происходит периодически через выпускную летку и желоб 3. Жидкий алюминий попадает в распределительную чашу, из которой он растекается по кристаллизаторам. Затвердевающие слитки из кристаллизаторов вытягивают в колодец 6 с помощью механизма подъема и опускания. Разливку ведут поочередно, то из одной смежной камеры миксера, то из другой. В другой камере в это время алюминий подготавливают для разливки. Температура металла в миксере 675—800° С. Производительность одной установки при отливке алюминиевых вайербарсов длиной 7 м при скорости литья 200 $\text{мм}/\text{мин}$ составляет 110 $\text{т}/\text{сутки}$. Расход электроэнергии для обогрева миксера 43 $\text{квт}\cdot\text{ч}/\text{т}$.

5. Дуговые печи

Для плавки относительно тугоплавких цветных металлов и сплавов — никеля, кобальта и меди — применяют дуговые печи.

Для плавки меди, бронзы, катодного никеля и других цветных металлов часто применяют барабанные печи с независимой дугой типа ДМ (дуговая медная). Печь (рис. 241) представляет собой горизонтально расположенный футерованный огнеупорами барабан, вращающийся на четырех опорных роликах. По оси барабана расположены два графитовых электрода, между концами которых горит дуга. Металл загружают в печь через отверстие в барабане, служащее одновременно и для разливки жидкого металла. После расплавления части металла включают механизм качания печи, который периодически поворачивает барабан на определенный угол в обе стороны. Для медных сплавов печи ДМ футеруют шамотом, для никелевых сплавов — магнезитом. Заполнение печи металлом должно быть таким, чтобы поверхность ванны отстояла от электродов на расстоянии не менее 75—100 мм . Графитовые электроды зажимают в бронзовые литые электрододержатели, охлаждаемые водой. Электрододержатели установлены в направляющих, вдоль которых они перемещаются вручную или с помощью электромотора, управляемого автоматическим регулятором горения дуги. Характеристика печей ДМ дана в табл. 45.

В крупных литейных и рафинировочных цехах для плавки меди и никеля применяют трехэлектродные круглые поворотные дуговые печи с зависимой дугой большой мощности.

Для получения высококачественных металлов и сплавов с высокими температурами плавления, обладающих большой химической активностью (железо, никель, титан, молибден, цирконий и др.), в настоящее время все больше применяют дуговые вакуумные печи с расходуемым электродом. В этих печах можно: 1) исключить взаимодействие расплавляемого металла с атмосферой;

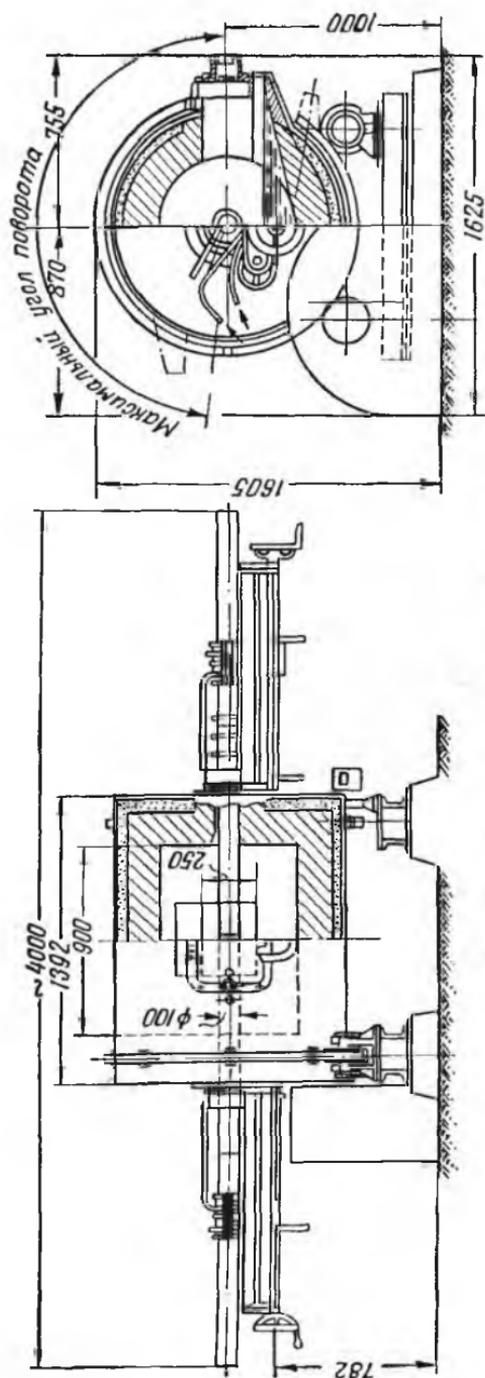


Рис. 241. Барабанная дуговая печь типа ДМ

2) осуществить глубокую дегазацию металла; 3) исключить взаимодействие металла с материалом тигля и всеми другими посторонними веществами (материал электрода и т. п.); 4) получить очень высокие концентрации энергии благодаря использованию дуги в качестве источника тепла. Вакуумная дуговая плавка с расходуемым электродом в металлических водоохлаждаемых тиглях позволяет получать металлы и сплавы высокой чистоты и однородного кристаллического строения слитка. Это определило широкое применение этих печей для выплавки высоколегированных сталей и сплавов на никелевой и железной основе, сплавов на основе титана, молибдена и циркония. В настоящее время строят дуговые вакуумные печи, рассчитанные на выплавку слитков массой до 35 т.

На рис. 242 показана дуговая вакуумная печь для плавки и отливки титановых слитков массой до 1 т. Печь состоит из вакуумной камеры, загрузочного желоба с дозатором, электродного устройства, водоохлаждаемого кристаллизатора с поддоном, механизма перемещения поддона. В вакуумной камере находится расходуемый электрод, спрессованный из титановой губки и стружки с добавкой лига-

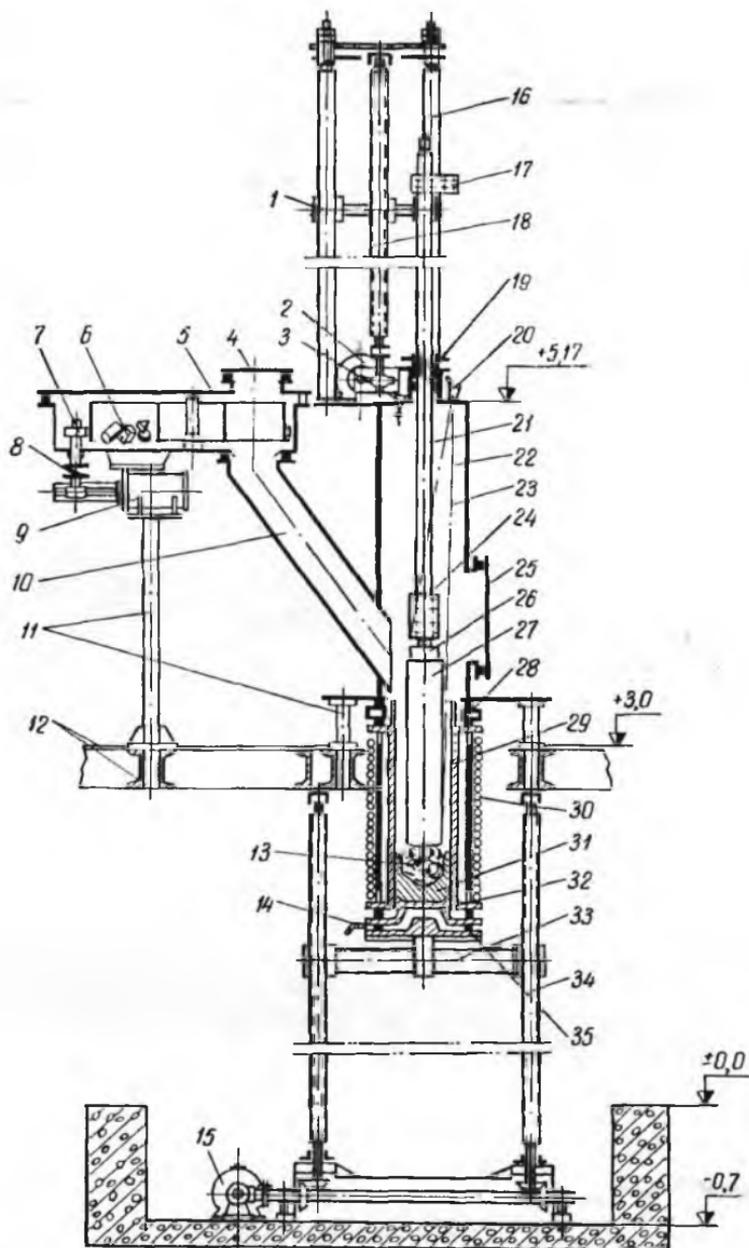


Рис. 242. Дуговая вакуумная печь для плавки и отливки титановых слитков массой 1 т:

1 — траверса; 2 — привод штанги; 3 — клапан предохранительный; 4 — люк дозатора; 5 — дозатор; 6 — кусковые отходы титана; 7 — зубчатое зацепление; 8 — храповик; 9 — пневмопривод дозатора; 10 — сбросной желоб; 11 — стойка; 12 — перекрытие; 13 — оплавляемые куски отходов; 14 — клемма токоподвода; 15 — привод поддона; 16 — направляющие; 17 — клемма токоподвода; 18 — винт; 19 — уплотнение штанги; 20 — смотровой глазок; 21 — штанга; 22 — камера электрода; 23 — конус видимости; 24 — державка; 25 — люк; 26 — огарок; 27 — электрод; 28 — коллектор; 29 — водоохлаждаемая гильза; 30 — намотка соленоида; 31 — слиток с отходами; 32 — водоохлаждаемый поддон; 33 — траверса поддона; 34 — винты; 35 — прокладки

Характеристика барабанных дуговых печей ДМ

Показатели	ДМ-0,1	ДМ-0,25	ДМ-0,5	ДМ-1
Емкость печи, кг	100	250	500	1000
Мощность трансформатора, <i>квв</i>	125	175	250	400
Напряжение, <i>в</i>	100	100	110	110
Диаметр графитового электрода, <i>мм</i>	75	75	100	150
Глубина ванны, <i>мм</i>	120	150	190	235
Диаметр бочки, <i>мм</i>	480×600	500×840	700×1100	830×1140
Производительность, <i>кг/ч</i>	125	250	450	700
Расход энергии на расплавление, <i>квт·ч/т</i>	425	325	300	290
Расход электродов, <i>кг/т</i>	До 3,5	3,5	3,5	3,0

туры. Электрод приваривают через огарок к вертикальной штанге, перемещаемой с помощью приводного механизма и ходового винта. Сбоку в камеру печи врезан сбросной желоб, по нему дозирующее устройство подает в печь кусковые отходы металлического титана. К нижней части вакуумной камеры печи примыкает кристаллизатор из водоохлаждаемой медной трубы с толщиной стенки 25 мм. Нижняя часть кристаллизатора прикрыта водоохлаждаемым поддоном, который с помощью ходовых винтов и траверсы может подниматься и опускаться для выдачи из кристаллизатора готового слитка и подачи в печь расходоуемого электрода. Печь питается постоянным током от генератора мощностью 560 *квт* при напряжении 32 *в* и токе 10 000 *а*. Прессованный титановый электрод имеет диаметр 0,25 *м* и длину 2,75 *м*, а слиток соответственно 0,33 и 2,6 *м*. Производительность печи 0,25 *т/ч*, время всего цикла одной плавки 5 *ч*. Скорость плавки 6 *кг/мин*. Расход электроэнергии на плавку 2400 *квт·ч/т*.

Плавку в вакуумной дуговой печи ведут следующим образом. Вначале с помощью подъемного механизма поддона в печь снизу вводят прессованный расходоуемый электрод и центрируют его по оси кристаллизатора. Одновременно в дозатор загружают необходимую порцию кусковых отходов титана. После введения электрода и загрузки дозатора вакуумную камеру печи герметизируют и вакуумируют. На печь подают напряжение и приваривают электрод к штанге через огарок. В печь пускают воздух и проверяют, как электрод приварен и центрован. Далее печь снова гер-

метизируют, вакуумируют и зажигают дугу, приводя в соприкосновение электрод с поддоном. После наплавления небольшой ванны жидкого титана электрод поднимают и загружают порцию кускового титана, вновь зажигают дугу и сплавляют порцию загрузки и часть электрода, затем электрод вновь поднимают, производят догрузку и т. д. По мере плавления поддон опускается вниз и выводит часть слитка из кристаллизатора с тем, чтобы плавка шла все время на одном уровне. Готовый слиток охлаждают в печи в атмосфере гелия в течение 30 мин и извлекают из печи. Обычно этот слиток вторично переплавляют в аналогичной печи, где он служит расходным электродом, без добавки отходов. Только после второго переплава получается кондиционный металл или сплав. Ввиду возможных взрывов в случае переброски дуги на стенку кристаллизатора вакуумные дуговые печи устанавливают в специальных бетонных камерах, в которые доступ обслуживающего персонала запрещен. Управление печью дистанционное.

Глава 20

Нагревательные печи

1. Общая характеристика нагрева металлов

Металлы и сплавы нагревают перед их прокаткой, прессованием, волочением, ковкой и штамповкой с целью повышения пластичности и ковкости и облегчения процессов механической обработки.

Металлы и сплавы нагревают также с целью термической обработки готовых изделий, позволяющей получить требуемую кристаллическую структуру, снять наклеп, улучшить качество поверхности и т. п. Нагрев металлов — весьма важный передел на всех машиностроительных и обрабатывающих металл заводах.

Нагрев цветных металлов и сплавов имеет свои особенности, отличающие его от нагрева черных металлов и сплавов. Большинство цветных металлов и их сплавов отличается весьма высокими коэффициентами теплопроводности λ , $\text{ккал}/(\text{м} \cdot \text{ч} \cdot \text{град})$: медь 340; алюминий 200; латунь 90; никель 58, значительно превышающие коэффициент теплопроводности стали, равный в среднем 40. При ограниченной толщине и вследствие высокого коэффициента теплопроводности слитков и изделий из цветных металлов они в подавляющем большинстве могут быть отнесены к категории тонких изделий, для которых можно пренебрегать перепадами температуры по толщине нагреваемого изделия. Вследствие этого нагрев большинства цветных металлов и сплавов может вестись значительно быстрее, чем черных металлов, без опасения возникновения внутренних напряжений и деформаций в результате разности температуры поверхности и середины изделия.

Допуская более быстрый нагрев, цветные металлы и сплавы предъявляют весьма жесткие требования к особой точности регулирования температуры их нагрева и газовой атмосферы печей. Например, термическую обработку изделий из дюралюминия следует проводить с отклонением от заданного температурного режима не более чем на 5—10 град. При нагреве латуни должно исключаться соприкосновение с острым пламенем и местные перегревы слитков и изделий, вызывающие выгорание цинка. При нагреве меди следует остерегаться насыщения ее водородом, вызывающим «водородную болезнь» меди, в результате которой появляется пузырчатость изделий. Вследствие особой чувствительности цветных металлов и сплавов к колебаниям температуры и к составу газовой атмосферы печей должна быть обеспечена точность

регулирования температуры в печи и возможность создания защитной атмосферы рабочего пространства.

Максимальная температура нагрева цветных металлов и сплавов обычно не превышает $800\text{--}900^\circ\text{C}$, что значительно уступает максимальной температуре нагрева черных металлов, достигающей $1100\text{--}1280^\circ\text{C}$. Эта особенность позволяет для нагрева цветных металлов широко применять электрические печи сопротивления с металлическими нагревателями, обеспечивающие высокую точность регулирования температуры и легко регулируемую газовую атмосферу рабочего пространства.

Для нагрева цветных металлов и сплавов применяют следующие разновидности нагревательных печей:

1. Печи для нагрева слитков перед прокаткой и прессованием. По характеру распределения в них температур и способу нагрева металла эти печи могут быть методическими и камерными (камерные печи применяют реже).

2. Печи для нагрева заготовок перед ковкой и штамповкой. Материал, подвергающийся ковке или штамповке, должен быть равномерно нагрет и выдержан при температуре его обработки. Для этой цели применяют главным образом камерные печи с одной или двумя камерами: камерой нагрева и камерой выдержки.

3. Печи для термической обработки. В этих печах нагревают полуфабрикаты и изделия для того, чтобы снять с них наклеп или получить требуемую кристаллическую структуру, это достигается отжигом, нормализацией или нагревом с последующей закалкой. Печи для термической обработки обычно делают камерными; исключение представляют печи-ванны, в которых изделия или полуфабрикаты прогревают, опуская их в расплавленные соли.

2. Методические печи

Методические печи применяют в прокатном и кузнечном производстве для нагрева слитков перед их механической обработкой, а также для массовой термической обработки готовых изделий. Методические печи составляют многочисленную и весьма разнообразную группу нагревательных печей. Общие признаки, определяющие методическую печь любой конструкции, следующие: 1) вытянутая по горизонтали форма рабочего пространства; 2) загрузка металла в наиболее холодную часть и постепенное перемещение его в более горячую часть печи; 3) постоянный во времени тепловой и температурный режим; 4) непрерывная работа печи.

Методические печи бывают пламенные и электрические.

По тепловому режиму и форме рабочего пространства методические печи бывают однозонные, двухзонные и трехзонные. В двухзонных методических печах рабочее пространство разделяется на две зоны: сварочную или нагревательную, и методическую,

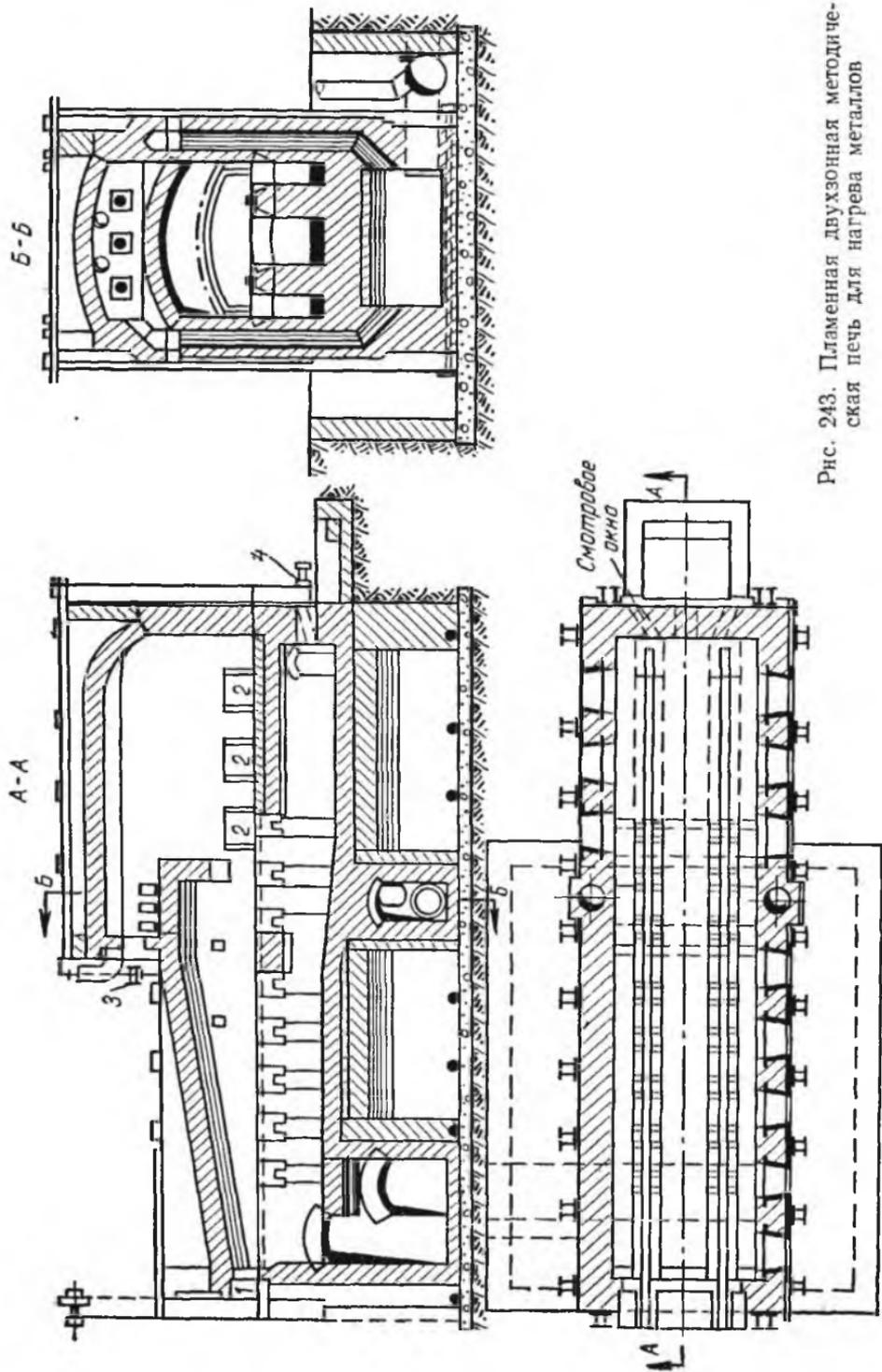


Рис. 243. Пламенная двухзонная методическая печь для нагрева металлов

или подогревательную. Температурный режим этих печей характеризуется почти постоянной температурой печи по длине сварочной зоны и снижающей температурой по длине методической зоны. Трехзонные печи, кроме методической и сварочной зоны, имеют еще зону томления (выдержки), в которой выравнивается температура по толщине слитка.

Для нагрева цветных металлов и сплавов чаще всего применяют двухзонные печи.

На рис. 243 приведена одна из конструкций пламенной двухзонной методической печи для нагрева медных или алюминиевых слитков. В этой печи нагрев слитков двухсторонний, снизу и

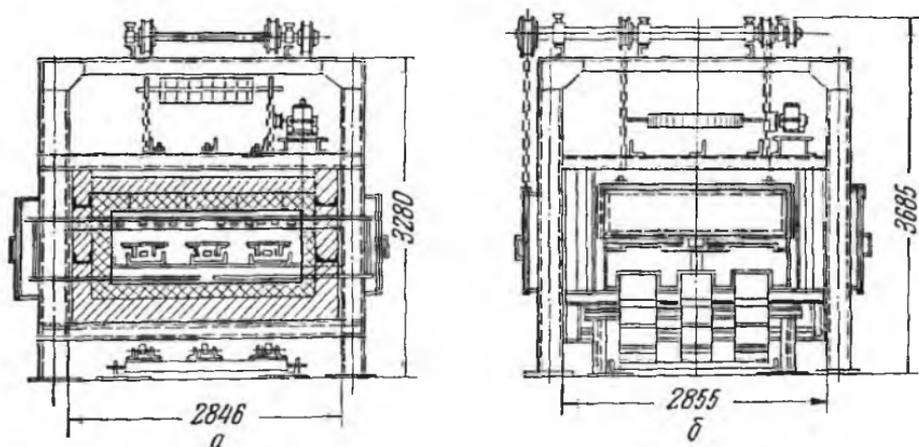


Рис. 244. Методическая электрическая печь сопротивления для нагрева и термической обработки:

a — поперечный разрез; *б* — вид с торца

сверху. Слитки загружают в печь с помощью механических толкателей через окно 1 и передвигают по направляющим из жаропрочной стали к окнам выдачи 2 сначала через подогревательную зону, а затем через зону основного нагрева. Печь работает на мазуте или на газообразном топливе. Форсунки или горелки 3 и 4 расположены в два ряда: для нагрева слитков сверху и снизу. Газы, образующиеся при горении топлива, от форсунок 3 проходят вначале сварочную зону, затем методическую и уходят через подовые отверстия в методической зоне в газоходную систему. Газы от форсунок 4 проходят внизу методической зоны и уходят в те же газоходы.

Производительность печей подобного типа, отнесенная к площади активного пода, составляет, кг/(м²·ч), медных слитков 1600, алюминиевых слитков 500. Расход мазута на нагрев медных слитков ~4%, на нагрев алюминиевых слитков ~5% по отношению к массе проката.

На рис. 244 показана одна из конструкций методических электрических печей сопротивления, применяемых для нагрева дюралюминиевых слитков и изделий. Печь представляет камеру длиной около 10 м с нихромовыми ленточными нагревателями, находящимися на своде и поду печи. Слитки или изделия передвигаются в печи на металлической конвейерной ленте, приводимой в движение от электродвигателя. Производительность печи 2200 кг/ч при расходе электроэнергии 190 кВт·ч/т. Рабочая температура в печи достигает 875° С.

3. Камерные печи

Камерные печи применяют главным образом для термической обработки различных изделий из цветных металлов и сплавов. Так как термическая обработка изделий требует особо точного регулирования температуры и защиты поверхности изделий от вредного воздействия различных газов, то наибольшее применение в настоящее время для термической обработки изделий из цветных металлов имеют камерные электрические печи сопротивления периодического действия.

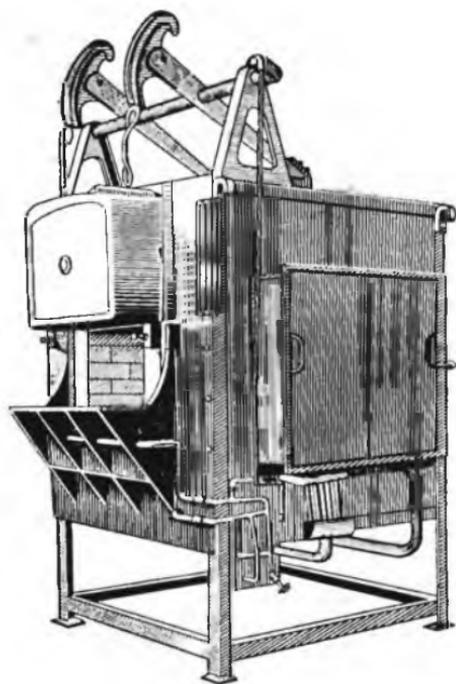


Рис. 245. Камерная электрическая печь сопротивления для термической обработки изделий

На рис. 245 показана одна из многих разнообразных конструкций камерных электрических печей сопротивления, применяемых для термической обработки.

Печь состоит из прямоугольной камеры с огнеупорной футеровкой и теплоизоляцией, помещенной в металлическом каркасе. Печь загружается и выгружается через отверстие в передней стенке, прикрываемое дверцей. Металлические нагреватели расположены на боковых стенках и поду печи и реже на своде. Камерные печи с метал-

лическими нагревателями изготовляют от очень малых до очень крупных размеров. Печи типа ПН с ручной загрузкой имеют рабочую температуру до 950° С и мощность от 5 до 75 кВт. Для обработки крупных деталей камерные печи строят с выдвигным подом, мощность их достигает 2000—3000 кВт.

Кроме печей описанной конструкции для термической обработки, применяют шахтные, колпаковые и другие электрические печи сопротивления. Термическую обработку некоторых изделий из цветных металлов и сплавов проводят в камерных печах в среде защитного газа, который нагнетают под давлением прямо в рабочее пространство печи или в муфель и колпак, в которых помещены изделия.

4. Печи-ванны

Нагревательные печи-ванны представляют ванны расплавленных солей с внутренним или наружным электрическим обогревом. Смеси из различных селитр или хлористых солей могут применяться для нагрева изделий в интервале температур от 250 до 1300° С. При внутреннем нагреве солевой ванны в расплав соли погружены электроды, по которым подводится электроэнергия и сопротивлением служит слой соли. При наружном обогреве ванны расплав соли находится в металлическом сосуде, обогреваемом с наружной стороны металлическими сопротивлениями. Обрабатываемые изделия опускаются прямо в расплавленную соль. Печи-ванны позволяют быстро нагревать металлические изделия при надежной защите их поверхности от газов.

5. Индукционные нагревательные печи и установки

В последнее время для нагрева и термической обработки заготовок и изделий из цветных металлов и сплавов все больше начинают применять индукционный электронагрев, имеющий ряд серьезных преимуществ по сравнению с другими разновидностями нагрева.

Серийно выпускают индукционные нагревательные посты для нагрева слитков и заготовок из черных и цветных металлов. На рис. 246 показан общий вид индукционного нагревательного поста типа ОКБ-665А, применяемого для методического нагрева заготовок из цветных металлов и сплавов с малым электрическим сопротивлением (медь, латунь, алюминий и др.).

Конструктивно пост состоит из шкафа батареи конденсаторов, на котором установлен шкаф управления и индукционный нагреватель, который комплектуется из одного или нескольких индукторов, загрузочных и разгрузочных лотков и механизма для перемещения заготовок (толкателя). Пост снабжен реле времени для автоматического поддержания заданного темпа нагрева при постоянном его режиме. Индуктор поста постоянно находится под напряжением, а продолжительность и уровень нагрева заготовок определяют временем их нахождения в индукторе. Проталкивание холодной заготовки с загрузочного лотка в индуктор происхо-

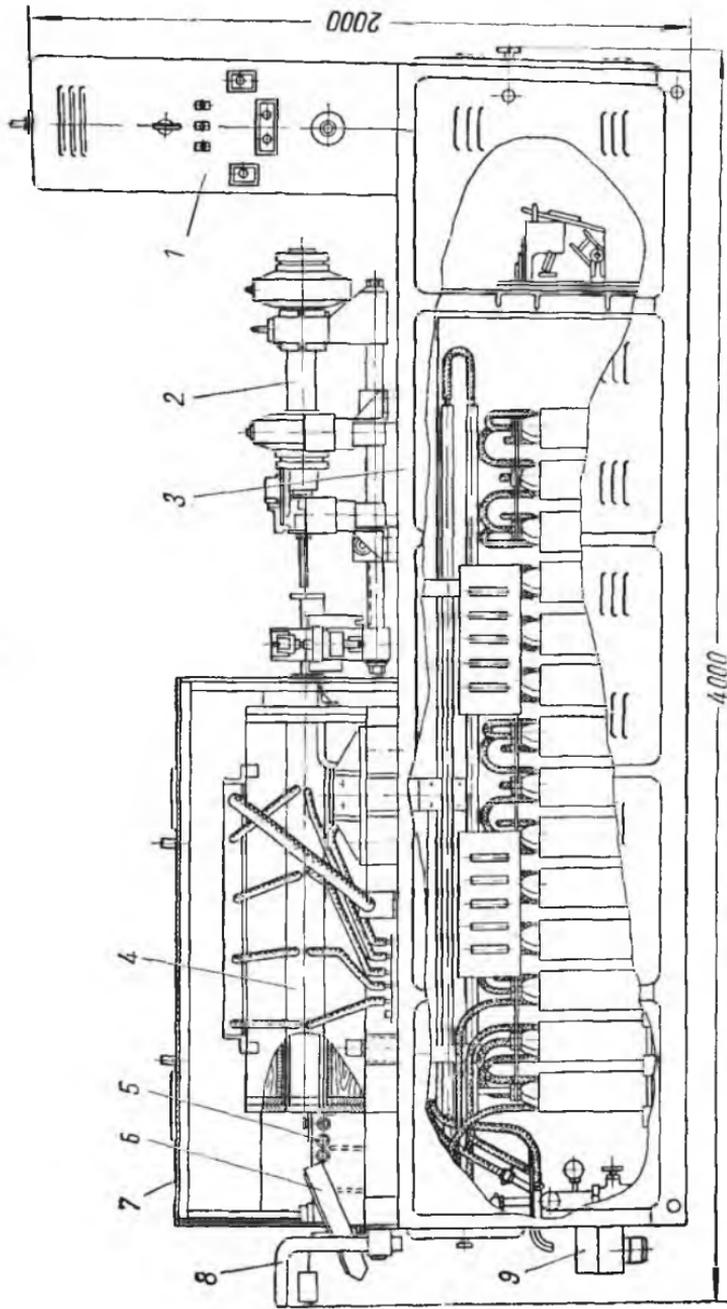


Рис. 246. Общий вид нагревательного поста типа ОКБ-665А:

1 — шкаф управления; 2 — шкаф батарей конденсаторов; 3 — шкаф батарей конденсаторов; 4 — индуктор; 5 — механизм выгрузки заготовок; 6 — лоток выгрузки заготовок; 7 — кожух индукционного нагревателя; 8 — кронштейн для телескопа фотолинометра; 9 — раковина для слива охлаждающей воды

дит одновременно с выталкиванием нагретой заготовки на разгрузочный лоток. Производительность описываемой установки по латуни 1300 кг/ч при диаметре нагреваемых заготовок 40—145 мм. Максимальная длина индуктора 1,3 м. Номинальная мощность поста 250 квт при напряжении на индукторе 1500 в. Расход воды на охлаждение поста 60 л/мин. Аналогичные нагревательные посты выпускают производительностью по латуни от 300 до 6000 кг/ч. Кроме постов для нагревания заготовок, выпускают индукционные установки для непрерывно-последовательного нагрева труб, закалочные станции и станки и установки для поверхностной закалки, пайки и других видов нагрева металлов и сплавов.

Глава 21

Новые типы печей

1. Основы для усовершенствования существующих и создания новых печей цветной металлургии

Для дальнейшего успешного развития металлургии необходимо коренное усовершенствование действующих металлургических печей и создание новых, более совершенных их конструкций. Это в первую очередь относится к цветной металлургии, где имеется значительное число устаревших и малоэффективных печных агрегатов, не отвечающих современным требованиям.

Ниже рассматриваются основные направления при разработке новых конструкций и усовершенствовании действующих печей цветной металлургии, вытекающие из комплексной теории печей.

Максимальное использование тепла экзотермических реакций, протекающих при переработке материалов цветной металлургии, для работы печей

Возможно создание ряда конструкций печей, работающих без углеродистого топлива и электроэнергии или с очень малым их потреблением (металлотермические процессы, обжиг и плавка сульфидных руд и концентратов, конвертирование штейнов, хлорирование различных материалов и т. д.). Теплотворность расплавленных штейнов в зависимости от содержания в них железа составляет 1000—1600 ккал/кг. При переработке сульфидных руд и концентратов в печах цветной металлургии их теплотворность в зависимости от содержания серы и железа колеблется от 400 до 1700 ккал/кг. При отнесении теплотворности к 1 кг · % выгорающей из этих материалов серы удельная величина теплотворности $g = 15 \div 60$ ккал/(кг · %) серы.

Уравнение теплового баланса печей, перерабатывающих сульфидные материалы, без учета подогрева шихты и воздуха, можно написать в следующем общем виде:

$$Q_{\text{шихты}} + Q_{\text{топлива}} = Q_{\text{продуктов}} + Q_{\text{газов}} + Q_{\text{потерь}},$$

где Q — количество тепла, отнесенное к 1 кг шихты, ккал.

Входящие в это уравнение величины можно выразить следующим образом:

$$Q_{\text{шихты}} = gS,$$

где S — количество выгорающей серы, % от исходного содержания.

$$Q_{\text{продуктов}} + Q_{\text{потерь}} = 0,5(Q_{\text{шихты}} + Q_{\text{топлива}})$$

на основании данных тепловых балансов обжиговых и плавильных печей.

$$Q_{\text{газов}} = cV_{\text{г}}t_{\text{г}},$$

где $c = 0,36$ — средняя теплоемкость газов, $\text{ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{град})$;

$V_{\text{г}}$ — объем газов, $\text{м}^3/\text{кг}$;

$t_{\text{г}}$ — температура газов, выходящих из печи, $^{\circ}\text{C}$.

Объем газов можно выразить через количество выгорающей серы:

$$V_{\text{г}} = 0,7 \frac{S}{\text{SO}_2},$$

где $0,7$ — стехиометрический коэффициент;

SO_2 — содержание сернистого ангидрида в отходящих газах, % (по объему).

Используя это выражение для $V_{\text{г}}$, определим тепло, уносимое газами:

$$Q_{\text{газов}} = \frac{0,25t_{\text{г}}S}{\text{SO}_2} \text{ ккал.}$$

Подставляя все полученные значения величин в уравнение теплового баланса, после преобразований получим формулу (258) и построенный на основании ее график (рис. 247), при помощи которых можно приближенно определять потребность в дополнительном тепле для плавильных и обжиговых печей, перерабатывающих сульфидные материалы:

$$Q_{\text{топлива}} = \frac{0,5t_{\text{г}}S}{\text{SO}_2} - gS \text{ ккал.} \quad (258)$$

Например, по графику рис. 247 получается, что при плавке шихты с количеством выгорающей серы 20% работа без топлива возможна только при содержании в отходящих газах выше 20% SO_2 . При содержании 10% SO_2 потребуется вводить в печь 700 $\text{ккал}/\text{кг}$ дополнительного тепла, которое может быть получено от сгорания топлива, преобразования электроэнергии или от подогретого воздуха.

Предполагая $Q_{\text{топлива}} \approx 0$ и сокращая в формуле (258) величину S , получим уравнение (259), определяющее условие, при котором печи могут работать без топлива и электроэнергии, только от тепла экзотермических реакций:

$$\text{SO}_2 \geq \frac{0,5t_{\text{г}}}{g}. \quad (259)$$

На основании уравнения (259) построен график (рис. 248), показывающий, при каком минимальном содержании SO_2 в отхо-

дящих газах печи могут работать без топлива и электроэнергии. Например, при конвертировании штейнов t_r для нормальной работы должна быть равна 1100—1200° С. Этой температуре, согласно рис. 248, соответствует минимально возможное содержание для различных штейнов 10—15% SO_2 , что сравнительно легко достигается на практике и свидетельствует о возможности работы конвертеров без топлива. То же можно установить для многих

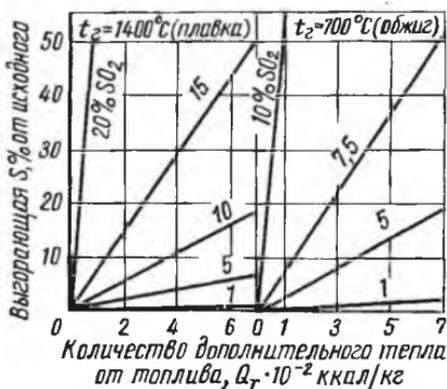


Рис. 247. Потребность печей в тепле за счет топлива или электроэнергии

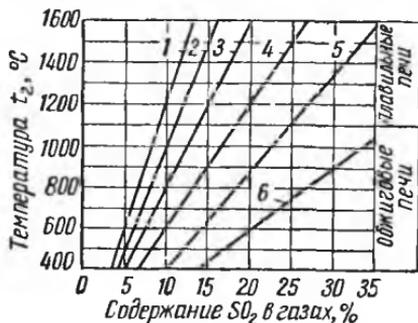


Рис. 248. Условия работы печей без топлива и электроэнергии:

1—бедные штейны, $g=60$ ккал/кг·% S; 2—то же, $g=50$; 3—богатые штейны, $g=40$; 4—многосернистые шихты, $g=30$; 5—то же, $g=20$; 6—малосернистые шихты, $g=15$

обжиговых печей, работающих при $t_r = 500 \div 700^\circ C$ и содержании в отходящих газах 7—12% SO_2 . Этот же график показывает, что плавка сульфидных шихт без дополнительного тепла возможна при $t_r = 1400 \div 1500^\circ C$ и содержании более 25—30% SO_2 , что, очевидно, достижимо только при обогащении дутья кислородом.

Полное и эффективное использование поверхности тонкоизмельченных концентратов для интенсификации физико-химических и теплообменных процессов

Развитие важнейших процессов — химического взаимодействия, диффузии и теплообмена в металлургических печах — находится в прямой зависимости от величины активной поверхности материалов F , участвующей в этих процессах. Эта зависимость выражается следующими формулами: скорость химического взаимодействия

$$v_{\text{кин}} = Ae^{-\frac{E}{RT}};$$

скорость диффузии газов

$$v_{\text{диф}} = A_1 T^{1.7} \frac{F}{\delta};$$

количество переданного тепла

$$Q = \alpha_{\Sigma} (t_1 - t_2) F \tau.$$

В этих формулах:

- A — сложная функция, зависящая главным образом от активной поверхности материала F и состава газовой фазы;
- e — основание натуральных логарифмов;
- E — энергия активации;
- T — абсолютная температура;
- A_1 — функция, зависящая от коэффициента диффузии и концентраций;
- δ — толщина ламинарного слоя газа на активной поверхности;
- α_{Σ} — коэффициент суммарной теплоотдачи;
- τ — время.

В настоящее время печи цветной металлургии работают преимущественно на весьма тонко измельченных флотационных концентратах, обладающих огромной поверхностью, и дело заключается только в более эффективном ее использовании. Наиболее эффективное использование поверхности материалов достигается при переработке их в виде аэросмесей, находящихся во взвешенном или кипящем состоянии. Использование поверхности значительно улучшается в результате загрузки материалов на всю рабочую площадь печей при применении системы непрерывной струящейся загрузки и т. п.

Килограмм концентратов с плотностью около 4 при плотной укладке имеет объем 250 см^3 и полную активную поверхность при шаровой форме объема около 191 см^2 . На рис. 249 показано, как изменяется открытая активная поверхность 1 кг концентрата, если его располагать в печах слоем различной толщины h (рис. 249, а) или перерабатывать во взвешенном состоянии в виде шариков различного диаметра d (рис. 249, б).

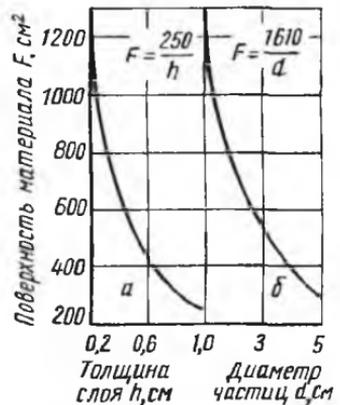


Рис. 249. Изменение активной поверхности 1 кг концентрата в зависимости от толщины слоя или диаметра частиц материала

Интенсификация процессов и улучшение тепловых балансов печей в результате увеличения количества и давления дутья, применения воздуха, обогащенного кислородом, подогретого воздуха и специальных методов подготовки шихты

Наиболее зависимы от количества дутья, подаваемого в единицу времени, те металлургические печи, в которых проводится сжигание в слое топлива или сульфидов. В первую очередь это

шахтные печи, конвертеры и печи кипящего слоя, что видно из формул, выражающих производительность этих печей A , $t/сутки$, как функцию от количества дутья K , $м^3/(м^2 \cdot мин)$ или $V_{конв}$, $м^3/(мин \cdot конвертер)$.

Для шахтных печей

$$A = \frac{6KF_{печи}\tau}{m\pi}; \quad (260)$$

для конвертеров

$$A = \frac{1440V_{конв}f}{V_{уд}}; \quad (261)$$

для печей КС

$$A = \frac{1440KfF_{печи}}{V_{уд}}, \quad (262)$$

где m — расход углеродистого топлива, % от шихты;
 n — удельный расход воздуха на 1 кг топлива, $м^3/кг$;
 τ — время нахождения печи под дутьем в течение суток, ч;
 f — коэффициент нахождения печи на дутье, доли единицы;

$V_{уд}$ — удельный практический расход воздуха на тонну материала, $м^3/т$;

$F_{печи}$ — рабочая площадь печи, $м^2$.

Интенсификация работы указанных печей увеличением K или $V_{конв}$ может достигаться повышением давления дутья и снижением сопротивления воздухоподводящей сети. Одновременно следует повышать аэродинамическую устойчивость столба шихты в шахтных печах и печах КС, увеличивая крупность и плотность шихтовых материалов, а также слоя расплава в конвертерах, понижая его вязкость и рассредоточивая подачу дутья в слой.

Для пламенных печей, работающих на пылевидном, жидком или газообразном топливе, сжигаемом факельным процессом, повышение давления воздуха, поступающего в горелки, до 2—10 ат дает возможность значительно интенсифицировать процесс горения, увеличить тепловую мощность печей и получить жесткий, направленный на шихту факел; в целом это обеспечивает заметное повышение производительности этих печей.

При обогащении дутья кислородом резко возрастает температура и существенно улучшаются тепловые балансы печей вследствие уменьшения потерь тепла с азотом в отходящих газах. Эффективность применения воздуха, обогащенного кислородом, и тепловая характеристика печей весьма наглядно выявляются при расчете зависимости теоретической температуры и тепловых резервов печей от степени обогащения дутья кислородом. На рис. 250 и 251 приведены результаты таких расчетов для конвертирования медных штейнов, показывающие, что теоретическая температура конвертеров на обогащенном дутье может достигать 2500—3000° С, а возрастающие при этом тепловые резервы кон-

вертеров позволяют дополнительно перерабатывать в них до 1—3 т твердой шихты с теплотреблением $q = 400 \div 200$ тыс. ккал/т на каждую тонну горячего штейна.

Аналогичный эффект достигается при подогреве воздуха, поступающего в печи. Наиболее эффективен подогрев воздуха теплом отходящих газов или расплавленных продуктов, но для печей цветной металлургии это не всегда возможно. Поэтому в отдельных случаях можно подогревать воздух, сжигая топливо или преобразуя электроэнергию.

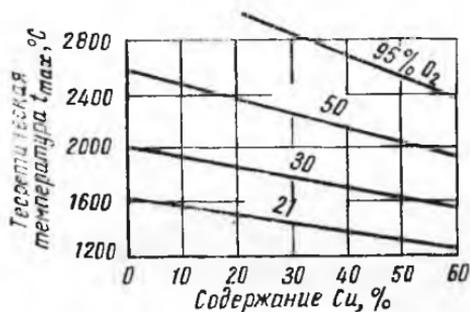


Рис. 250. Зависимость температуры продукта от состава штейна и воздуха

Значительный эффект для повышения производительности и улучшения технологических показателей печей дает специальная подготовка шихты, включающая следующие процессы: предварительное офлюсование материалов; науглероживание, восстановление или окисление их; окускование окатыванием, агломерацией или брикетированием; сушку и предварительный подогрев шихты и др.

Совмещение различных процессов в одном агрегате с целью более рационального использования их энергетических ресурсов и рабочего пространства печей

Идеальная конструкция металлургической печи с теплотехнической и экономической точек зрения такая, в которой можно было бы проводить все процессы переработки — от руды до готового или по крайней мере до чернового металла.

Главное препятствие здесь — технологические процессы, в которых одновременное получение различных по составу основных и отвальных продуктов затрудняется их совместным пребыванием в одном агрегате. Однако опыт работы печей и данные новейших

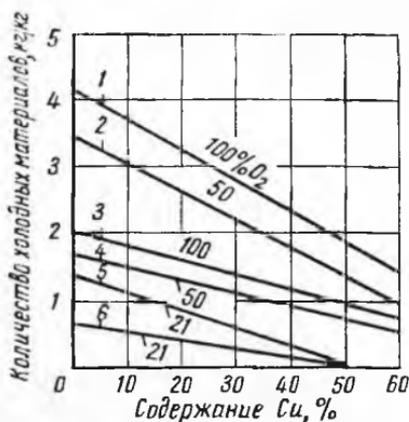


Рис. 251. Зависимость количества холодных материалов от состава штейна и воздуха. Теплотребление материала, ккал/кг:

1, 2 и 5 — 200; 3, 4 и 6 — 400

исследований показывают, что соответствующей перестройкой режима ведения технологических процессов и внесением в конструкцию печей некоторых дополнений (охлаждаемые перегородки ванн, фильтрация расплава, доработка шлаков сульфидами и восстановителями, доработка шлаков в электроотстойниках и др.) можно решить эту задачу. Это подтверждается работой печи для одновременного обжига и плавки концентратов на богатый штейн, печи для плавки на чугун с частичной продувкой его прямо в горне, печи для плавки руд и концентратов с обеднением отвальных шлаков и др.

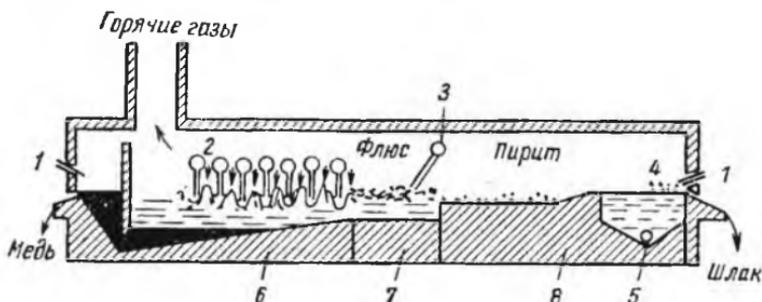


Рис. 252. Схема агрегата печь—конвертер для плавки медного концентрата по способу Воркра:

1 — горелки; 2 — фурмы; 3 — подача концентрата и флюса; 4 — восстановительная зона; 5 — периодический выпуск штейна; 6 — зона конвертирования (окислительная); 7 — зона плавления (промежуточная, слабо окислительная); 8 — зона разделения штейна и шлака (восстановительная)

Представляется вполне реальным создание в ближайшее время металлургических печей, совмещающих в одном агрегате обжиг, плавку на штейн или сплав, частичное конвертирование сплава и обеднение отвального шлака, а также печи для конвертирования штейнов и сплавов с частичным рафинированием металлов и доработкой богатых оборотных шлаков.

В качестве примера конструкции печи, в которой совмещено несколько технологических процессов, можно привести схему агрегата для плавки медного концентрата прямо на черновую медь по способу Воркра¹. Автор этого способа Бриттингем (Австралия), используя идею и схему агрегата для непрерывного конвертирования, выдвинутую советскими учеными² еще в 1958 г. предложил совместить в одном агрегате три процесса: плавку медного концентрата на штейн, конвертирование штейна до черновой меди и обеднение шлака (рис. 252).

В основу разрабатываемого процесса Воркра положены следующие принципы: максимальная утилизация тепла при совмеще-

¹ J. of Metals, 1964, W, p. 614; World Mining, 1967, April, p. 102.

² Д и о м и д о в с к и й Д. А. и др. Непрерывное конвертирование штейнов. Цветные металлы, 1959, № 2.

нии операций в одном агрегате, использование большой реактивной поверхности тонкоизмельченного концентрата.

Три совершенно различные операции протекают в трех зонах печи: плавка — конвертирование — обеднение шлака. Эти операции отличаются от подобных в аналогичных процессах тем, что они обеспечивают получение металла вместо штейна непосредственно из концентрата; большинство реакций протекает в жидкой ванне; обеднение и отстаивание шлака осуществляется в непрерывном режиме; движение шлака противоточно штейну и металлу.

Примеси в штейне и металле непрерывно переводятся в шлак перемешиванием фаз и температурный режим способствует этому. Шлаки доводятся по кондиции до отвальных за счет обработки их пиритом и восстановителем.

По сообщениям иностранной печати, процесс Воркра прошел проверку на полупромышленной установке производительностью 100 кг/ч концентрата.

Переход с периодической работы печей на непрерывно поточные режимы

В цветной металлургии еще большое число печей работает периодически: конвертеры, рафинировочные печи, печи для плавки металлов и литейных сплавов, некоторые рудоплавильные печи. У этих печей непроизводительные перерывы и простои в работе достигают 20—40% календарного времени. В работе многих непрерывно действующих печей по разным причинам возникают также периодические перерывы в работе, доходящие иногда до 5—10% календарного времени. Эти непроизводительные перерывы в работе металлургических печей приводят к снижению их производительности на величину, по меньшей мере соответствующую относительному времени их простоя. Обычно относительное снижение производительности печей превышает относительную величину перерывов в работе вследствие того, что после перерыва печи не могут сразу работать с полной нагрузкой из-за их охлаждения. Кампания периодически работающих печей, как правило, более короткая в связи с разрушением футеровки частыми и значительными колебаниями температуры.

Таким образом, при переходе на непрерывные поточные режимы производительность печей может быть повышена на 10—50%, а расход топлива и энергии снижен на 10—30% при одновременном удлинении кампании печей.

Кроме того, непрерывные режимы работы печей повлекут за собой улучшение показателей технологических процессов и использования отходящих печных газов, а также облегчат внедрение механизации и автоматизации производства.

Переработка рудного сырья в современном производстве меди, никеля, кобальта, свинца и цинка осуществляется пока в агрега-

тах периодического действия, не связанных между собой цепочкой непрерывного транспорта. Такая схема производства обуславливает значительные простои агрегатов, повышает расход энергии и топлива, сокращает кампанию агрегатов, требует затрат тяжелого физического труда и не позволяет коренным образом усовер-

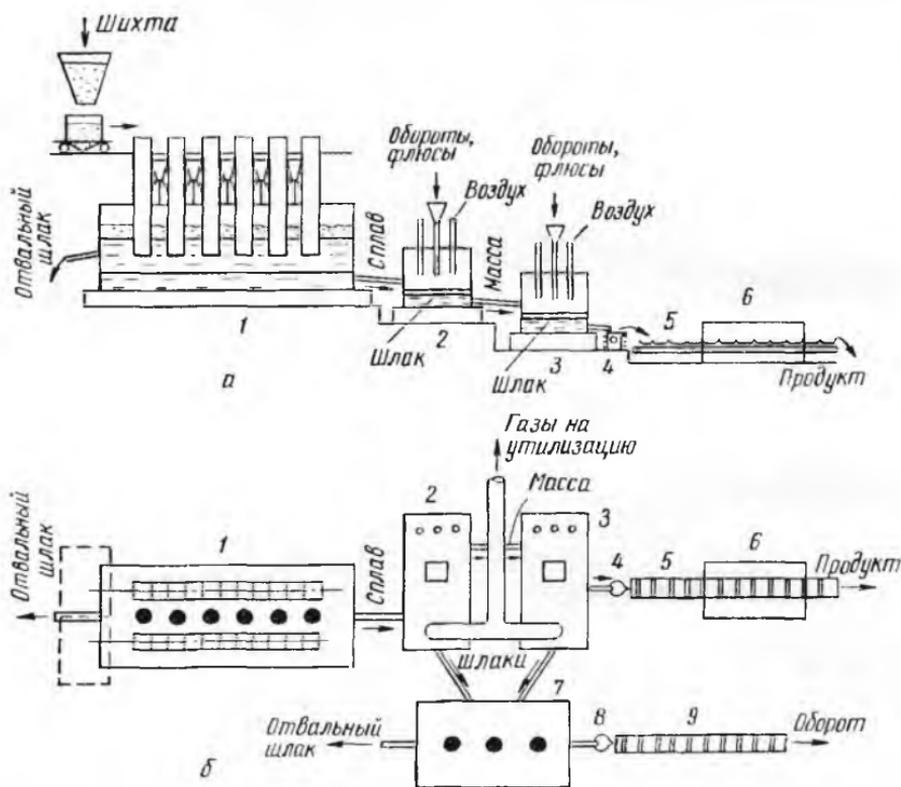


Рис. 253. Схема поточной автоматизированной линии для переработки рудного сырья в металлургии меди, никеля, кобальта, свинца и цинка:

а — продольный разрез секций; б — план секции

шенствовать металлургическое производство его механизацией и автоматизацией. Кроме того, значительно затрудняется комплексное использование рудного сырья и снижаются показатели извлечения ценных компонентов.

По способу, разрабатываемому на кафедре печей Ленинградского горного института, рудное сырье будут перерабатывать в агрегатах непрерывного действия, связанных между собой в единую поточную линию. Твердые сыпучие материалы транспортируются питателями, транспортерами и механическими тележками. Расплавы перемещаются самотеком по обогреваемым желобам, что вызывает пока необходимость каскадного расположения основных металлургических агрегатов. Если дальнейшие исследо-

вания позволят найти приемлемую конструкцию электромагнитного или аэролифтного насоса для агрессивных расплавов, то необходимость каскадного расположения агрегатов отпадет.

В общем виде предлагаемая поточная линия действует следующим образом (рис. 253).

Подготовленную шихту с помощью системы непрерывного механического транспорта и загрузки подают в рудоплавильный агрегат 1 (электропечь, отражательную печь, шахтную печь или любой другой рудоплавильный агрегат). Сплав, содержащий цветные металлы, по желобам передается в агрегат для непрерывного конвертирования 2, в котором осуществляется первая стадия обогащения сплава до богатой массы. Масса по желобам передается в агрегат для непрерывного конвертирования 3, в котором получается готовый продукт (медь, фанштейн, богатый ферроникель и др.). Готовый продукт через обогреваемый ковш-миксер 4 разливается на разливочной машине 5, оборудованной камерой термической обработки слитков 6.

Получаемые при конвертировании шлаки в зависимости от их состава по желобам передаются в агрегат для доработки и обеднения 7 (электропечь, конвертер для газового восстановления шлака и др.). Полученный в этом агрегате оборотный сплав через обогреваемый ковш-миксер 8 разливается на машине 9 и системой транспортеров возвращается в производство, например в агрегаты 2 или 3.

Получаемые в агрегатах 1 и 7 отвальные шлаки выдаются в отвалы с помощью соответствующих механических или гидравлических систем транспорта (например, грануляции). Газы от агрегатов 2 и 3, содержащие серу, цветные металлы и тепловую энергию, по системе газопроводов направляют в устройства для утилизации.

Работой всей поточной линии управляют с центрального диспетчерского пункта по сигналам датчиков, установленных на агрегатах. Основные средства регулирования: количества загружаемых и выпускаемых материалов и продуктов, мощность электропечей и расход топлива, количество дутья и степень его обогащения кислородом. Впоследствии, после освоения работы поточной линии, все управление может осуществляться автоматически при помощи электронной управляющей машины.

В зависимости от разновидности перерабатываемого рудного сырья и производимого металла поточная линия будет иметь некоторые отличительные особенности.

В производстве меди из обычного медьсодержащего сырья, вероятно, будет целесообразно дополнить схему агрегатом для огневого рафинирования и отливки анодов.

В производстве меди из полиметаллических руд и концентратов схема дополняется еще устройствами для улавливания пыли, содержащей свинец и цинк.

При переработке медно-никелевых и никелевых руд, содержащих кобальт, возможно дополнение схемы еще одной шлаковой электропечью для второй стадии обеднения конвертерного шлака.

При переработке окисленных никелевых руд на ферроникель отпадает необходимость в обеднительной электропечи 7. Шлаки от первой стадии конвертирования направляют в отвал, а от второй стадии разливают на разливочной машине и выдают как сырье для производства чугуна.

Предлагаемая поточная линия значительно повысит производительность металлургических агрегатов, снизит расход электроэнергии и топлива, существенно увеличит извлечение из сырья всех полезных составляющих, улучшит условия труда и позволит осуществить комплексную механизацию и автоматизацию металлургического производства. Все это в целом должно дать большой экономический эффект.

Широкое применение электронагрева печей во всех отраслях и переделах рудного сырья и рафинирования металлов

Главные преимущества электронагрева металлургических печей, определяющие высокую техническую и экономическую его эффективность по сравнению с нагревом в результате сжигания углеродистого топлива, следующие: 1) возможность получения весьма высоких температур, до 4000°C и выше, при концентрации зон высоких температур в определенных участках рабочего пространства печей; 2) легкость и плавность регулирования величины и распределения температуры в рабочем пространстве; 3) чистота рабочего пространства и отсутствие его загрязнения золой, газами, серой и различными примесями; 4) возможность проведения нагрева и плавки в вакууме или в определенной газовой атмосфере; 5) низкие потери металлов со шлаками, пылью, газами и угаром, что, в частности, позволяет обеднять в электропечах шлаки других печей; 6) большая возможность комплексной механизации и автоматизации электропечей; 7) возможность использования атомной энергии в металлургии.

Электронагрев пригоден по существу для всех без исключения типов металлургических печей. Единственный фактор, сдерживающий повсеместное внедрение электронагрева в металлургии, — это весьма высокое потребление печами электроэнергии, значительно превосходящее потребление ее в других отраслях народного хозяйства.

Поэтому электронагрев применяют в первую очередь для тех печей, в которых невозможно или затруднительно проведение технологических процессов без электронагрева, а также если в районе металлургического завода имеется большое количество дешевой электроэнергии, за счет которой без ущерба для развития

других отраслей народного хозяйства могут быть удовлетворены потребности печей в электроэнергии.

Несмотря на огромное строительство в СССР мощных тепловых электростанций, гидроэлектростанций и атомных электростанций, рост потребления электроэнергии обычно все же опережает рост ее производства. Поэтому приходится ориентироваться на электронагрев в первую очередь при работе металлургических печей для плавки и отливки чистых металлов и сплавов, печей для нагрева и термической обработки изделий из цветных металлов и сплавов, печей для переработки тугоплавких или особо ценных материалов и др.

Увеличение стойкости печей и продолжительности их кампании в результате более широкого применения охлаждаемых элементов, защитных гарниссажей и новых высокостойких огнеупоров

Как показывает практика, охлаждаемые элементы печей обеспечивают более продолжительную их кампанию вследствие большей стойкости и возможности легкой замены их на ходу. Особенно эффективны и более безопасны элементы с испарительным охлаждением или охлаждением с высокотемпературными теплоносителями. Необходимо подвергнуть всестороннему рассмотрению конструкцию современных металлургических печей и полностью или частично заменить многие элементы печей, выполненные из огнеупорных материалов, литыми или сварными металлическими охлаждаемыми конструкциями. В первую очередь это должно быть осуществлено для загрузочных и выпускных отверстий, газоотводов и шиберов, фурменных и дутьевых сопел, деталей устройств для сжигания топлива, частей стен и сводов печей. В некоторых печах, например в электропечах, возможна полная замена огнеупорных сводов металлическими охлаждаемыми конструкциями.

Долговечная конструкция металлургических печей может быть получена созданием защитных гарниссажей, образуемых на футеровке или охлаждаемых деталях печей из перерабатываемых материалов и полупродуктов, а также подбором необходимых тепловых режимов и размеров плавильных печей.

На рис. 254 приведены схемы создания защитных гарниссажей на стенах электропечей с электродами, погруженными в шлак, и на стенах печей для переработки штейнов и сплавов с верхним центральным подводом дутья.

Защитные настыли — гарниссажи на стенках электропечей — могут быть получены некоторым увеличением ширины печей $B > (6 \div 7) D$ или при охлаждении стенок кессонами. На стенках печи для продувки расплавов защитный гарниссаж образуется, если крайние сопла отстоят от стенок на расстоянии $b > 0,7 \div 1,2 m$, а стенки охлаждаются кессонами K . В обоих приведенных слу-

чаях гарниссаж образуется в результате соответствующего удаления зоны активного тепловыделения и циркуляции расплавов от стенки, вследствие чего приход тепла на стенку от центра печи становится несколько меньше, чем отдача тепла во внешнюю среду. Образование защитных гарниссажей может быть усилено дополнительным наружным охлаждением стенок водой или воздухом или загрузкой изнутри холодных тугоплавких материалов. При этих условиях указанные значения величин B и b могут быть уменьшены.

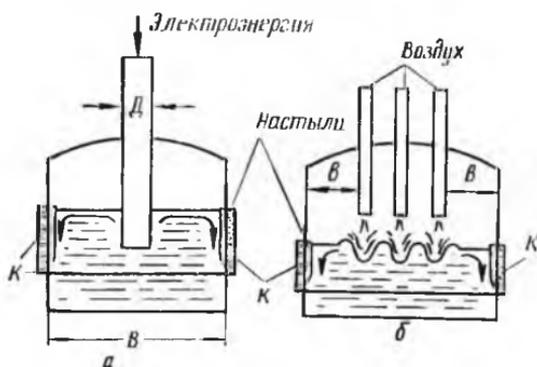


Рис. 254. Образование устойчивого гарниссажа на стенках плавильных печей:

a —рудно-термические печи; b —конвертеры с верхним дутьем

духом или загрузкой изнутри холодных тугоплавких материалов. При этих условиях указанные значения величин B и b могут быть уменьшены.

Для пламенных печей с факельным сжиганием углеродистого топлива условия работы футеровки стен и сводов значительно улучшаются при увеличении жесткости горящих факелов и направления их на поверхность перерабатываемого материала, что усиливает прямую теплоотдачу пламени.

Наиболее перспективны для цветной металлургии высокоогнеупорные материалы, изготавливаемые на основе MgO , Al_2O_3 , Cr_2O_3 , ZrO_2 и углерода; углеродистые огнеупоры должны располагаться в восстановительных или нейтральных зонах печей, в том числе в футеровке ванн плавильных печей.

Увеличение размеров, емкости и мощности металлургических печей

Укрупнение металлургических печей позволяет: значительно снизить удельный расход топлива и электроэнергии, существенно сократить штат обслуживающего печи персонала и рабочих, применить для механизации работы печей более совершенные и дорогие механизмы и быстрее осуществить комплексную их автоматизацию. При этом резко снижаются капитальные затраты на строительство новых заводов и уменьшается себестоимость продукции.

При проектировании новых металлургических печей для производства цветных металлов надо ориентироваться на следующие характеристики: отражательные печи — площадью пода 300—400 м² при ширине 10—13 м и длине 30—36 м, рудно-термические электропечи — мощностью 40—100 тыс. *кВа*, конвертеры для полунепрерывной и непрерывной продувки штейнов и сплавов —

емкостью 100—200 т, вращающиеся обжиговые печи — диаметром 4—7 м при длине 150—250 м, печи для обжига в кипящем слое — площадью пода 30—50 м², агломерационные машины — площадью пода 100—300 м², шахтные печи — площадью сечения в области фурм 15—30 м² и т. п.

Механизация и автоматизация всех операций обслуживания печей, включая загрузку материалов и выпуск продуктов

Для полной и надежной механизации и автоматизации загрузки печей совершенно необходимо провести соответствующую подготовку исходной шихты, включающую процессы сушки, окатывания, термической обработки с обжигом или без него и классификацию по крупности.

Механизация и автоматизация выпуска и транспортирования продуктов переработки требуют разрешения ряда вопросов, как-то: механизации открывания и закрывания выпускных отверстий и непрерывной механической транспортировки расплавов, замены существующей системы транспортировки их в ковшах при помощи мостовых кранов системой транспортировки по желобам, трубам или в мощных миксерах-вагонах и др.

Для комплексной автоматизации металлургических печей должны быть проведены исследования, на основе которых необходимо вывести уравнения, количественно описывающие основные закономерности работы печей. Эти уравнения явятся основой работы счетно-решающих устройств, задающих программы регулирования в схемах комплексной автоматизации. При составлении проектов новых печей следует сразу детально разрабатывать все основные вопросы их механизации и автоматизации.

Полное и всестороннее использование всех продуктов работы печей, включая газы, шлаки, пыль и охлаждающие смеси

Печные газы перерабатывают для полного извлечения из них пыли, серы и тепла. Тепло отходящих газов может быть использовано для подогрева воздуха и воды, получения пара и, наконец, для термической подготовки загружаемых в печи шихтовых материалов. Последнее направление использования тепла газов особенно перспективно, так как оно позволяет использовать тепло непосредственно для работы печей, что приведет к увеличению их производительности и снижению расхода топлива. Термическую и химическую обработку шихты отходящими газами можно проводить в барабанных печах, на агломашинах и других агрегатах, работающих спаренно с основными металлургическими печами.

Пыль металлургических печей при отсутствии в ее составе редких и благородных металлов возвращают в оборот металлургической схемы, а если указанные элементы имеются, пыль направляют на специальную переработку, обеспечивающую их извлечение.

Полное использование тепла газов, шлаков и охлаждающих смесей на многих заводах цветной металлургии даст возможность резко снизить расход топлива и электроэнергии. При составлении проектов новых печей следует одновременно разрабатывать проекты устройств для пылеулавливания, использования серы и утилизации тепла всех продуктов.

Использование новых высокоэффективных источников тепловой энергии — атомной, солнечной и др.

Использование атомной энергии для работы металлургических печей в ближайшие годы может осуществляться через электроэнергию, вырабатываемую на атомных электростанциях. В последующем, по мере овладения техникой управления ходом термоядерных реакций, должны появиться конструкции металлургических печей — реакторов, непосредственно использующих тепловую энергию термоядерных реакций. Эффективность тепловой работы таких печей будет совершенно несоизмерима с современными печами, если учесть, что лучшее топливо — мазут — имеет теплотворность 10 тыс. ккал/кг, а ядерная энергия урана эквивалентна теплотворности 20 млрд. ккал/кг. Еще большей теплотворностью отличается водородное ядерное горючее, она превышает теплотворность урана почти в 8 раз.

Солнечная энергия для металлургических целей уже использовалась в промышленности, например в США, при производстве магния из морской воды для упаривания растворов. По сообщениям печати, в Нью-Мексико предполагается сооружение большой солнечной металлургической печи с гигантским зеркалом, имеющим в поперечнике около 45 м. Ожидается, что температура в печи достигнет 3000° С и печь будет использована для получения сверхчистых металлов и сплавов. В СССР солнечные печи могут иметь значение в ряде районов с большим числом солнечных дней в году.

* *
*

Рассмотренные выше основные направления работ по усовершенствованию печей цветной металлургии, конечно, не исчерпывают всех имеющихся возможностей. Но уже сказанное выше убедительно показывает, насколько велики и разнообразны средства и методы усовершенствования и интенсификации металлургических печей, далеко еще не использованные на практике. Для быстрого и планомерного коренного обновления и усовершенствования печной техники цветной металлургии необходимо существенно рационализировать проектирование печей и повысить его научный уровень.

2. Некоторые типы новых печей

На рис. 255 приведена действующая промышленная печь для плавки медного сульфидного концентрата во взвешенном состоянии на подогретом воздухе. Печь этого типа работает в Финляндии на заводе Харьявалта. Медный концентрат, содержащий 21% Cu, 31% Fe и 34% S, подсушивают в барабанной сушилке и после выхода из сушилки с температурой 120—150° С вдувают в верхнюю

Воздух при $t=550^{\circ}\text{C}$

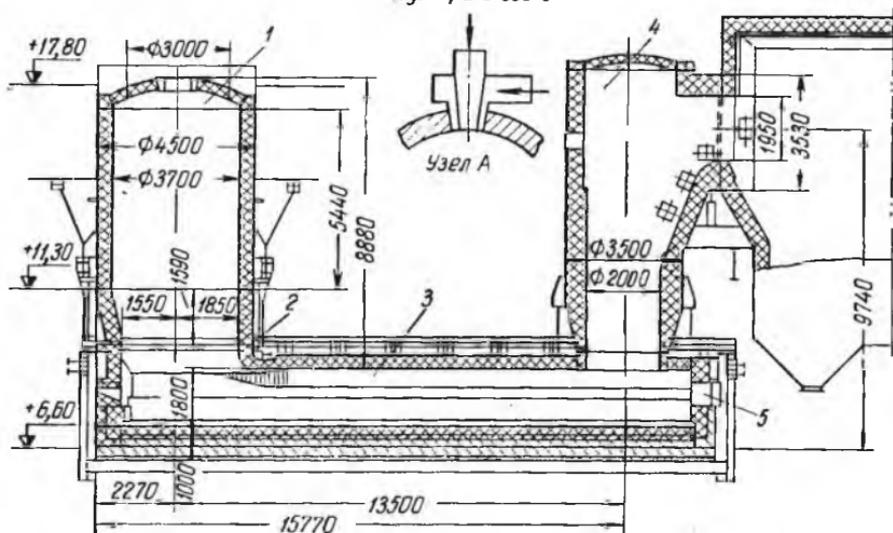


Рис. 255. Печь для плавки медного концентрата во взвешенном состоянии на подогретом воздухе

1 — шахта печи; 2 — кессонированное основание шахты печи; 3 — отстойник; 4 — газоход; 5 — шлаковое окно

часть шахты обжигово-плавильной печи при помощи трубчатой горелки. Размеры шахты печи: внутренний диаметр 3,7 м и высота 8,0 м. Отстойная часть этой печи представляет пламенную печь с внутренними размерами: длина 17 м, ширина 4,5 м и высота 1,8 м. Газоотвод осуществляется через вертикальную шахту, установленную в хвостовой части печи. Шахта имеет форму расширяющегося кверху конуса с нижним диаметром 2 м и высотой 7,9 м.

Вся печь футерована магнезитовым кирпичом и ее отстойная часть имеет отверстия для выпуска шлака и штейна. Перед пуском печь разогревают мазутными форсунками, временно устанавливаемыми в верхней части шахты. Разогрев печи заканчивается, как только воздухоподогреватель, установленный в газоходной системе, обеспечит подогрев подаваемого в печь воздуха до 500° С. После этого в печь подают медный концентрат и плавка идет за счет тепла окисления сульфидов. Горелку для вдувания в печь пылевидной шихты и подогретого воздуха устанавливают в центре

свода шахты (рис. 55, узел А). Она состоит из двух концентрических труб; через внутреннюю трубу подается шихта, а через концентрическое пространство, образованное двумя трубами, — горячий воздух, нагретый до 500—550° С в рекуператоре. Шихта при выходе из горелки распыляется сжатым воздухом, имеющим давление около 500 мм вод. ст., и проходит шахту печи во взвешенном состоянии в виде аэрозольной смеси. Окисление сульфидов при температуре выше 500° С весьма интенсивно, что обуславливает высокую температуру в шахте и энергичное плавление шихты. Капельки расплава вместе с газами попадают в отстойную часть печи, где расплав накапливается в ванне и разделяется на шлак и штейн. При установившемся ходе процесс обжига — плавки концентратов приведенного состава, при условии подогрева воздуха до 500° С идет с расходом мазута 1,5% от массы шихты.

Десульфуризацию при плавке поддерживают около 85—90% и получают богатые штейны с содержанием 65—75% меди. Состав шлаков плавки, %: 0,81 Сu, 29—31 SiO₂, 50—54 FeO, 2—4 CaO и 0,8—2,1 S. Предпринимали попытки получать при плавке черновую медь, но они закончились неудачей. Печь перерабатывает в сутки 350 т шихты при расходе воздуха на 1 т концентрата 1230 м³. Температура отходящих из отстойной части печи газов 1300—1350° С. Средняя запыленность отходящих газов 14 г/м³, с газами уносится в виде пыли 2—5% от массы шихты.

Первоначально для подогрева воздуха был установлен теплообменник в газоходе горячих газов. Однако скоро возникли затруднения: осаждающаяся на трубках воздухонагревателя пыль в расплавленном состоянии образовывала настывы, которые нарушали работу рекуператора. Пришлось временно перейти на специальный воздухонагреватель, отапливаемый мазутом при расходе его 3,5% от массы концентрата. Но затем на заводе был разработан новый проект использования для подогрева воздуха отходящих газов после пропускания их через камеру с экранированными стенками, в которой температура газов уменьшается с 1300 до 950° С, что будет предотвращать попадание в рекуператор капелек расплава и полурасплавленной пыли. Подсчитано, что камера с экранированными стенками может дать такое количество пара, которое обеспечит работу генератора тока мощностью 1500 квт.

Рекуператор для подогрева воздуха состоит из 11 секций, каждая размерами 2,15 × 1,68 × 0,94 м, изготовленных из специального сплава. При прохождении через секции горячие газы движутся в вертикальном направлении, а воздух — в горизонтальном. После рекуператора газы направляются в пылеулавливающее устройство. Объем отходящих газов составляет 25 000 м³/ч. Состав газов, %: 12—15 SO₂, 1—2 O₂, 84—87 N₂.

На рис. 256 показана печь для плавки во взвешенном состоянии медного сульфидного концентрата на техническом кислороде, ра-

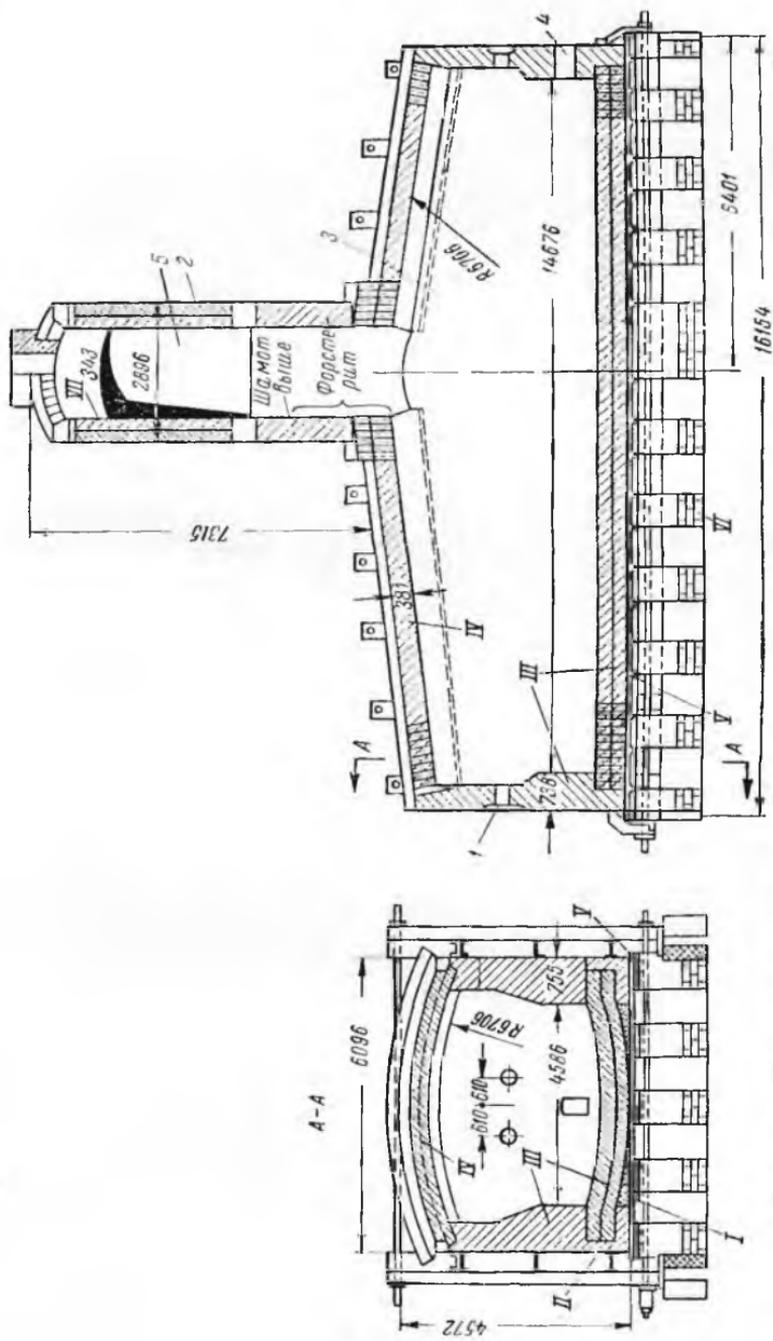


Рис. 256. Печь для плавки медного концентрата во взвешенном состоянии на кислороде:

1 — отверстие кислородной горелки для вдувания концентрата; 2 — газход; 3 — пещь; 4 — отверстие горелки для вдувания пирротина; 5 — аптек на всю ширину пещи; I — молотый шамот на глиняном растворе, покрытый слоем 15 мм мелкого песка; II — железо; III — магнетит; IV — форстерит; V — чугунная плита; VI — кирпичные столбы; VII — шамот

ботавшая в Канаде на заводе Коппер-Клифф. Перерабатываемый концентрат имеет состав, %: 30 Cu, до 1,5 Ni, 30,7 Fe, 33,3 S, 1,9 SiO₂. При плавке в качестве флюса применяют кварцевый песок, содержащий 79% SiO₂. Концентрат и флюсы подсушивают в барабанных сушилках, смешивают в барабанном смесителе и готовую смесь подают к горелкам с помощью шнековых питателей. Горелка для шихты состоит из двух концентрических труб. По внутренней трубе подается шихта, которая инжeksiруется и распыляется кислородом, поступающим по наружной трубе. Горелки вводят в окна, расположенные на торцовой стенке печи, для предохранения от обгорания они имеют водяное охлаждение.

Наружные габариты первой промышленной печи были 16×6 м, рассчитана она была на суточную производительность 500 т шихты. Под и стены печи выложены из магнезитового, свод — из форстеритового кирпича. Печь имела герметический железный кожух, в том числе и на своде. Высота от пода до свода печи у торцовых стенок 3,7 м, а у центра печи 4,3 м. Вертикальный газоотвод, расположенный над центром печи, имеет сечение 2×4 м и высоту 7,2 м и выложен в нижней части из форстеритового кирпича, а в верхней — из шамота с тепловой изоляцией. Газоотвод, так же как и печь, заключен в железный кожух. В торцовой стенке установлена горелка для подачи в печь пирротинового концентрата с целью промывки и обеднения шлака сульфидами железа. При плавке получается шгейн, содержащий 58% меди и никеля, и шлак, содержащий 34,4% кремнезема и 0,74% меди и никеля. При вдувании пирротинового концентрата удается получить шлак, содержащий 0,48% меди и никеля и 36% кремнезема при штейне, содержащем 57% металлов. Шлак из печи выпускают через летку в торцовой стенке, шгейн — через шпуровое отверстие в боковой стенке.

Если для сжигания концентратов применяют технический кислород, содержащий 95% O₂, получаются отходящие газы, содержащие 75—80% сернистого ангидрида. Необходимое для работы печи тепло получается исключительно в результате экзотермических реакций окисления сульфидов и ошлакования железа, поэтому углеродистое топливо расходуется только при разогреве и пуске печи. Из вертикального газоотвода газы отводятся в пылевую герметичную камеру размерами 4,8×5,2×12 м, футерованную шамотным кирпичом. Для уменьшения разгара свода у вертикального газохода свод был поднят от торцовых стенок к дымоходу на 914 мм, и в стыке свода и газоотвода установлены медные кессоны.

В рассматриваемой печи в среднем плавилось 470 т концентрата, 88 т пирротинового концентрата и 79 т кварцевого песка. При этом получали 280 т штейна, содержащего 45,4% меди и никеля, 260 т шлака и 173 т сернистых газов в сутки. Термический к. п. д. печи достигал 57%.

После успешной работы первой промышленной печи была построена вторая печь на 900 *t* концентратов в сутки с наружными размерами: длиной 21 *m*, шириной 7,3 *m* и высотой у торцовых стенок 5,3 *m*. Газоотвод этой печи был также вертикальным и располагался на расстоянии 8,2 *m* от конца печи. Ширина газоотвода равна ширине печи, длина 3,5 *m* и высота над сводом 6,7 *m*. Под печи выложен магнезитовым кирпичом, а свод, стенки и газоотвод — хромомагнезитовым кирпичом. Кислород подается к печи по трубопроводу диаметром 400 *мм* под давлением 1,6 *ат*, дросселируется до 1,2 *ат* и подводится к горелкам по трубам диаметром 200 *мм* с автоматическим регулятором количества газа у каждой горелки. Фактический проплав новой печи составил около 1100 *t* концентратов или 1300 *t* твердой шихты в сутки. Отходящие газы с содержанием 75% сернистого ангидрида и температурой 1260° С направляются в пылевую камеру и после нее проходят еще три ступени дополнительной очистки и охлаждения. Вначале газы охлаждаются до 650° С и из них осаждается грубая пыль в металлической пылевой камере, стенки которой охлаждаются воздухом. Далее они проходят скрубберы, где охлаждаются до 40° С, и из них осаждается тонкая пыль. Конечная стадия очистки газов — мокрый электрофильтр. Очищенный и промытый газ используют для производства жидкого сернистого ангидрида. Все детали мокрой газоочистки изготовлены из кислотостойкой стали. Газы транспортируются в системе газоочистки дымососом, дающим разрежение 2900 *мм вод. ст.* и имеющим производительность 113 *м³/мин.* Температура выпускаемого из печи шлака 1240° С, температура штейна 1180° С.

На рис. 257 показана опытно-промышленная печь для непрерывного конвертирования штейнов, разработанная кафедрой печей Ленинградского горного института совместно с институтом «Гипроникель». Это стационарная печь, напоминающая по своей конструкции малую отражательную печь. Свод печи набран из водоохлаждаемых металлических кессонов. Кессонированы также и поверхности боковых стенок в головной части печи. Ванна печи разделена охлаждаемым порогом на две части — зону продувки и зону доработки шлаков. Штейн заливается через окно в боковой стенке в зону доработки шлаков и через порог переливается в зону продувки. Ванну продувают воздухом сверху через водоохлаждаемые сопла. Процесс обработки штейна осуществляется непрерывно — все время в печь добавляют свежий штейн, идет непрерывная продувка ванны и непрерывный выпуск обедненного шлака. Обогащенную массу выпускают из печи по мере накопления в зоне продувки через шпуровое отверстие. Через отверстия в своде в печь загружают флюсы и холодные материалы (обороты, руды, концентраты). Газы из печи через газоотвод направляют на утилизацию тепла и сернистого ангидрида. Воздушное дутье, применяемое при непрерывном конвертировании, допускает любое обога-

щение кислородом, что позволяет легко регулировать тепловой режим печи и перерабатывать в ней значительное количество рудного сырья.

Печь описанной конструкции рассчитана на пропускную способность по воздуху до $100 \text{ м}^3/\text{мин}$, что позволяет перерабатывать в ней $100\text{—}120 \text{ т/сутки}$ штейна. При непрерывном конвертировании штейнов возможна полная механизация и автоматизация этого передела, полная утилизация тепла и серы отходящих газов, значительное обеднение конвертерных шлаков, уничтожение ручной фурмовки, значительное повышение срока службы футеровки, применение воздуха, обогащенного кислородом, и многие другие преимущества по сравнению с конвертированием штейнов в конвертерах существующей конструкции. Кроме того, непрерывное конвертирование является важнейшим узлом описанных выше поточных автоматизированных линий, позволяющих решить проблему коренного усовершенствования металлургического производства.

Приоритет в разработке процесса и агрегатов для непрерывного конвертирования штейнов и ферроникеля принадлежит СССР. Работы по непрерывному конвертированию были начаты в СССР еще в 1956 г. и уже в 1958 г. группе советских ученых было выдано на этот процесс и агрегат авторское свидетельство ¹. В последующие годы непрерывное конвертирование штейнов стали изучать в Чехословацкой Народной Республике, США, Австралии и других странах, при этом использовали материалы, опубликованные в советской печати.

¹ Авт. свид. № 120646, 1958 г. Бюллетень изобретений, 1959, № 12.

Глава 22

**Современные методы исследования
различных типов печей**

В ближайшие годы производство цветных металлов будет возрастать в результате строительства большого числа новых мощных металлургических печей, а также усовершенствования и интенсификации действующих печей. Обслуживание всех металлургических печей должно быть полностью механизировано, а управление работой печей должно осуществляться автоматически.

Для успешного решения этих задач по дальнейшему развитию и техническому усовершенствованию цветной металлургии должна быть выполнена большая программа научно-исследовательских и проектных работ, охватывающая вопросы усовершенствования действующих печей и создания новых конструкций печей.

В этих условиях особо важное значение приобретает рациональная, научно обоснованная методика исследований и проектирования печей, позволяющая в течение ограниченного срока при умеренных затратах выбрать правильную конструкцию, размеры и режимы работы печей.

На качество и сроки исследовательских и проектных работ по печам существенно влияет их правильная организация.

Ниже изложены основные положения по методике и организации исследований по печам цветной металлургии.

Исследования по печам проводят обычно в три последовательные стадии: 1) лабораторные исследования; 2) полупромышленные исследования; 3) промышленные, или заводские исследования.

Первой, начальной стадией исследования является лабораторное исследование, проводимое в условиях и в обстановке печной лаборатории. Основным методом исследования печей в лабораторных условиях — метод моделирования, базирующийся на теории подобия и описанный в гл. 6. Для исследования работы печей чаще применяют физическое моделирование, хотя

для решения отдельных задач используют и математическое моделирование. Физическое моделирование печей осуществляют на холодных и огневых их моделях и стендах. Холодные модели и стенды бывают водяные, воздушные, механические, электрические и оптические. На них обычно изучают только некоторые отдельные вопросы работы печей — движение газов и материалов, поля величин и т. п. Огневые модели и стенды воспроизводят в уменьшенном масштабе совокупность сложных явлений, протекающих в металлургических печах, что позволяет исследовать на них более общие вопросы — теплообмен, физико-химические превращения материалов, удельный расход топлива и энергии, производительность печей и т. п. В лабораторных условиях могут изучаться многие важные вопросы работы печей цветной металлургии, в том числе и вопросы рациональной их конструкции.

Для обжиговых печей определяют скорость обжига различных материалов и ее зависимость от температуры, состава газовой фазы и крупности частиц. Изучают движение материалов и газов: их траекторий, скорости, степени перемешивания, гидравлические сопротивления, величины активной поверхности материала, связи движения материалов с характеристикой движения газов и пылевывосом. Определяют отдельные характеристики тепловой работы обжиговых печей — теплопотребление шихты, коэффициенты теплопередачи, скорость прогрева материала, связь движения материала и теплообмена. На лабораторных установках и моделях исследуют также конструкции отдельных элементов обжиговых печей — загрузочные и выпускные отверстия, переточные устройства, узлы подин и др.

Для отражательных печей в лаборатории изучают термодинамику и кинетику основных металлургических реакций, свойства и состав продуктов и технологические показатели плавки. На моделях и стендах изучают процессы горения различных видов топлива и находят оптимальные условия сжигания. С помощью холодных моделей подробно изучают механику движения газов, определяют гидравлические сопротивления и находят рациональную форму рабочего пространства. При исследовании тепловой работы печей определяют теплопотребление различных шихт, теплофизические свойства материалов и продуктов, коэффициенты теплообмена и др. Изучают движение материалов и продуктов, что особенно важно для плавки во взвешенном состоянии.

При изучении рудно-термических электропечей в лабораторных условиях можно исследовать почти все основные вопросы электроплавки: закономерности окислительных, восстановительных и реакционных взаимодействий, а также свойства материалов и продуктов электроплавки и технологические ее показатели. Энергетическая и тепловая работа электропечей могут быть изучены на водяных и огневых моделях, которые дают возможность исследовать электрические и тепловые поля, распределение и превращение

энергии, теплообмен и плавление шихты и т. д. Весьма наглядно исследуется на моделях движение материалов и продуктов плавки. Лабораторные исследования позволяют наметить и некоторые конструктивные решения, которые подлежат дальнейшей проверке в полупромышленном масштабе. На рис. 258 приведена огневая модель электропечи мощностью 20—25 *квт*, позволяющая в малом масштабе воспроизводить основные процессы электроплавки руд и шлаков.

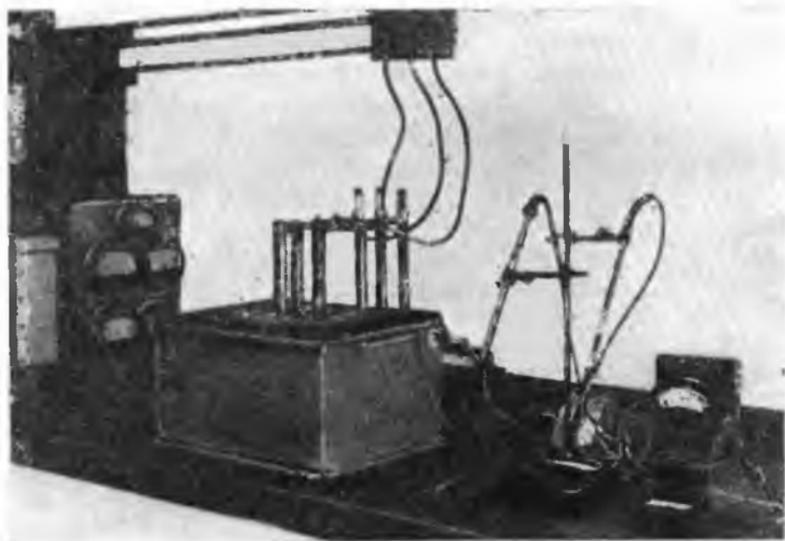


Рис. 258. Огневой стенд электропечи

Для шахтных печей в лаборатории изучают физико-химические превращения шихтовых материалов, выявляют оптимальные условия и скорость протекания процессов окисления, восстановления и диссоциации, определяют состав и свойства исходных материалов и продуктов плавки. При исследовании горения кускового топлива в слое могут быть определены различные свойства топлива, изучено распределение температуры в очаге горения, состав газовой фазы и общие закономерности горения в слое. На моделях хорошо изучается движение газов и материалов в шахте и в фурменной области, выявляются условия нормального оседания столба шихты, распределение газовых потоков, определяется зависимость показателей движения шихты и газов от свойств материалов, параметров газовых потоков, профиля печи, конструкции загрузочных устройств и конструкции фурм. На огневых моделях шахтных печей могут быть также исследованы некоторые стороны тепловой работы печей.

В лабораторных условиях можно исследовать физико-химические процессы переработки штейнов и сплавов в конвертерах — термодинамику и кинетику важнейших реакций, состав и свойства исходных материалов и продуктов плавки. При изучении движения воздуха и газов в конвертерах на моделях определяют закономерности истечения воздушно-газовой струи, распределение воздуха в ванне, наилучшие способы подвода дутья и конструкции фурм, движение газов и расплавов и т. п. На моделях также хорошо поддаются исследованию движение твердых и жидких материалов и продуктов и выбросы массы из конвертеров. Изучаются теплофизические свойства материалов и продуктов, тепловое поле в ванне и кладке в зависимости от дутьевого режима и состава штейна. С помощью моделей могут определяться в первом приближении конструктивные улучшения и новые конструкции конвертеров.

На рис. 259 показана укрупненная опытная установка для исследования процесса и конструкции агрегата непрерывного конвертирования штейнов, построенная на опытном заводе института «Гипроникель» по проекту кафедры печей Ленинградского горного института. Установка представляет печь прямоугольного сечения с вытянутым по длине рабочим пространством. Печь может наклоняться с помощью электрических домкратов, расположенных в хвосте. Дутье и флюсы подаются сверху, штейн заливается из миксера через окна в боковой стенке. Для разогрева и подтопки печь оборудована газовой горелкой, расположенной в головной части. Газы отводятся через стационарный водоохлаждаемый газотвод. Емкость печи по штейну 3—4 т, пропускная способность по воздуху 10—15 м³/мин. Шлак сливается непрерывно под дутьем через окно в хвосте печи, обогащенная масса выпускается периодически через шпуровое отверстие.

Результаты лабораторных исследований, полученные на моделях и стендах, могут переноситься на заводские печи посредством следующих трех основных приемов:

1. Условия эксперимента в лаборатории тождественны условиям работы заводских печей или их отдельных участков. В этом случае результаты лабораторных экспериментов переносятся на заводские печи в абсолютном значении.

2. Условия эксперимента в лаборатории соответствуют требованиям приближенного подобия, предусматриваемым современной теорией подобия и моделирования. В этом случае результаты переносятся на заводские печи по правилам теории подобия обычно с помощью критериальных уравнений.

3. При отсутствии разработанных условий приближенного подобия для того или иного процесса или невозможности полного соблюдения этих условий можно, сохраняя геометрическое подобие модели и образца, проводить один и тот же эксперимент в моделях различного масштаба. Если при этом выявится независимость той

или иной относительной закономерности явления от масштаба модели, то такую закономерность можно распространить на заводские печи. Обычно этим приемом можно устанавливать качественные характеристики.

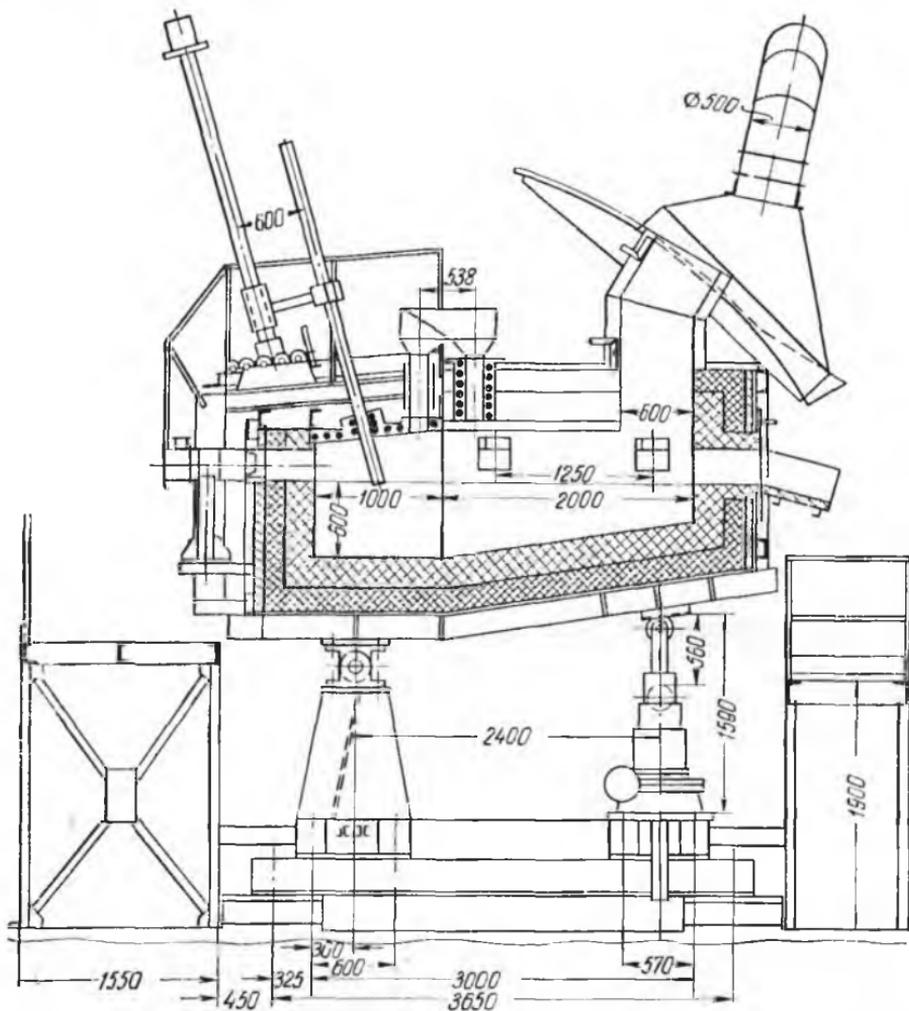


Рис. 259. Укрупненная опытная установка для исследования непрерывного конвертирования штейнов емкостью 3—4 т

Как видно из сказанного, лабораторные исследования дают возможность изучить довольно широкий круг вопросов по работе, режиму и конструкции печей. В результате лабораторных исследований появляется возможность ориентировать последующие этапы исследований по вполне определенным направлениям и значительно сузить и ограничить их объемы и сроки выполнения. Вместе с тем нельзя и переоценивать возможности лабораторных

исследований, так как результаты их становятся окончательно достоверными только после проверки в полупромышленных или промышленных условиях. Кроме того, многие конструктивные детали печей невозможно надежно изучить и испытать в лабораторных условиях.

Полупромышленные исследования проводят на основании результатов лабораторных исследований обычно по одному из наиболее эффективных вариантов, выявленных в предыдущем этапе. Полупромышленные исследования имеют целью проверку всех выводов, сделанных в стадии лабораторного исследования, и дальнейшее более основательное изучение режима работы и конструкции печного агрегата и его отдельных деталей. В конечном итоге полупромышленное испытание должно дать все необходимые данные для разработки режима и конструкции опытного образца промышленной печи. Полупромышленное исследование проводят на специальных опытных установках, в цехах или даже на заводах, оборудованных опытными печными агрегатами. Опытные печи сооружают по типу и конструкции промышленных печей, но они имеют уменьшенные размеры, мощность и производительность и обладают возможностью вариации различных режимов работы и быстрой и легкой замены отдельных деталей.

Из практики строительства и эксплуатации опытных печей цветной металлургии можно привести следующие их характеристики. Опытные печи для обжига в кипящем слое имеют площадь пода $2-7 \text{ м}^2$ и производительность $10-50 \text{ т/сутки}$. Опытные барабанные печи имеют внутренний диаметр $0,6-1,5 \text{ м}$, длину $8-20 \text{ м}$ и производительность $5-30 \text{ т/сутки}$. Опытные отражательные печи строят с площадью пода $20-40 \text{ м}^2$ и производительностью $40-200 \text{ т/сутки}$. Опытные электрические печи для плавки руд и шлаков имеют площадь пода $10-20 \text{ м}^2$ и мощность трансформатора $1000-5000 \text{ ква}$. Опытные шахтные печи имеют площадь сечения на уровне фурм $2-7 \text{ м}^2$ и производительность $60-300 \text{ т/сутки}$. Опытные конвертеры целесообразно строить емкостью не менее $10-15 \text{ т}$. Опытные печи располагают в действующих цехах металлургических заводов, в специально построенном опытном металлургическом цехе или на опытном заводе. Опытные печи устанавливают на большой свободной площади цеха, позволяющей организовать обслуживание печей, всевозможные вариации режима их работы, тщательные и постоянные измерения и наблюдения, а также переделывать и реконструировать сами печи и все обслуживающие их устройства. Транспортная система опытных печей должна обеспечивать бесперебойное многовариантное их снабжение шихтой и уборкой продуктов переработки. Опытные печи должны иметь самостоятельные мощные воздуходувные установки, кислородные станции с компрессорами для сжатия и подачи кислорода, трансформаторные подстанции, насосные установки и т. п.

Особенно важное значение имеет оборудование опытных печей контрольно-измерительной аппаратурой, которая должна обеспечивать точное и надежное измерение всех параметров работы печей. Здесь, кроме стандартных приборов, выпускаемых приборостроительной промышленностью, большое значение имеет нестандартное оборудование и специальные приспособления и устройства, позволяющие вести исследование и измерение во внутренней полости печей, в расплавленных агрессивных средах, в загазованной и запыленной атмосфере и т. п. Нестандартное оборудование и специальные измерительные приспособления сле-

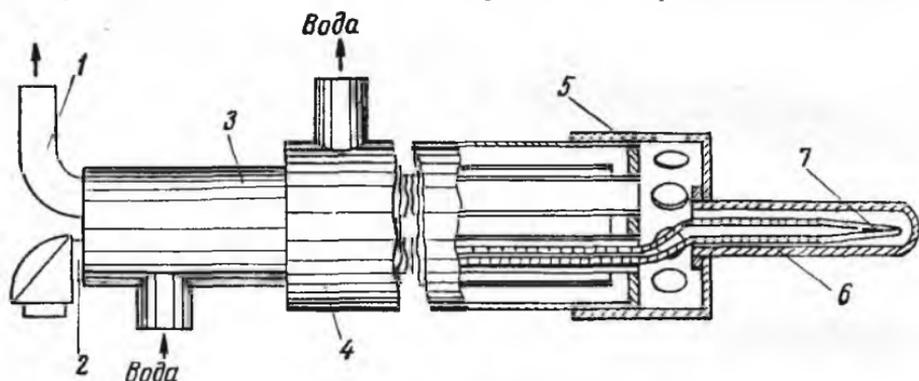


Рис. 260. Комбинированный зонд для измерения в рабочем пространстве печей:

1 — трубка для отбора газов; 2 — трубка для термопары; 3 — внутренняя труба охлаждения; 4 — наружная труба охлаждения; 5 — колпак с отверстиями; 6 — наконечник из жаропрочной стали; 7 — термопара

дует проектировать параллельно с самими опытными печами, в которых должны предусматриваться специальные отверстия, площадки, подвески для ввода и установки измерительных устройств.

Рассмотрим несколько примеров нестандартного оборудования и специальных измерительных устройств, применяемых при полупромышленных и промышленных исследованиях печей. На рис. 260 показано устройство комбинированного водоохлаждаемого зонда, с помощью которого можно измерять температуру и отбирать пробу газа для анализа из рабочего пространства металлургических печей. На рис. 261 приведена аппаратурная схема, позволяющая определять характеристику газовых или воздушных потоков в рабочем пространстве печей, газоходов и воздухопроводов. Схема содержит приборы для определения скорости движения, температуры и запыленности газов. Термопару, трубку для отбора пыли и пневмическую трубку в зависимости от температуры в печи или газоходе и от характера пыли и брызг изготавливают в кожухах с водяным охлаждением или без них.

На рис. 262 показана водоохлаждаемая труба, применяемая для определения запыленности и отбора газовых проб в зонах высоких температур. Кроме приведенных устройств для исследова-

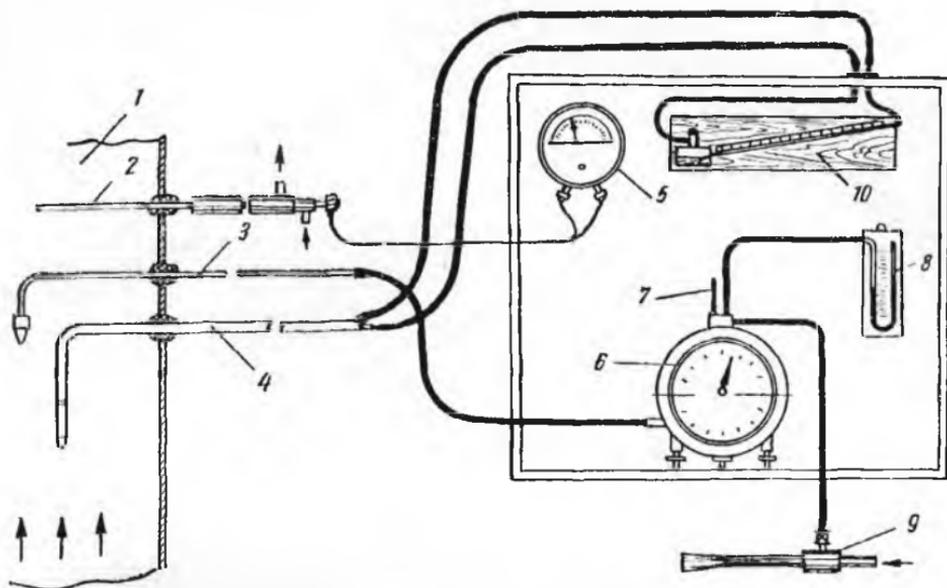


Рис. 261. Комплект приборов для газовых и воздушных измерений в печах:

1 — газодод или печь; 2 — термопара с водяным охлаждением; 3 — трубка с патроном для отбора пыли; 4 — пневмометрическая трубка; 5 — гальванометр; 6 — газовый счетчик; 7 — термометр; 8 — манометр; 9 — эжектор на сжатом воздухе; 10 — микроманометр

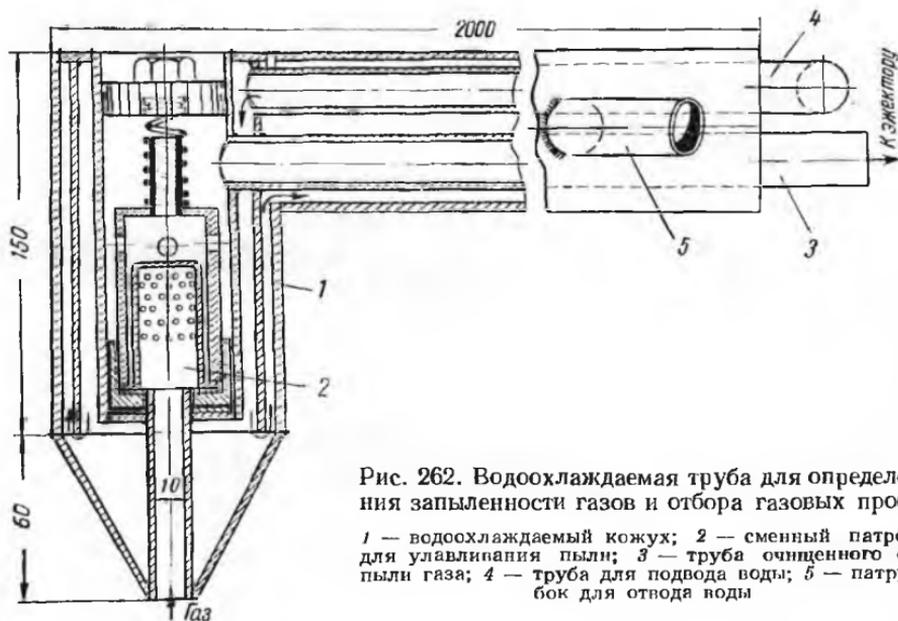


Рис. 262. Водоохлаждаемая труба для определения запыленности газов и отбора газовых проб:

1 — водоохлаждаемый кожух; 2 — сменный патрон для улавливания пыли; 3 — труба очищенного от пыли газа; 4 — труба для подвода воды; 5 — патрубок для отвода воды

ний печей применяют водоохлаждаемые зонды для отбора проб материалов из рабочего пространства (рис. 263), тепломеры для измерения тепловых потоков в рабочем пространстве, щупы для измерения электрических и тепловых полей заводских электропечей и многие другие нестандартные устройства и приспособления.

В результате полупромышленных испытаний опытных печей должны быть получены подробные характеристики и показатели протекания в этих печах технологического процесса, процессов

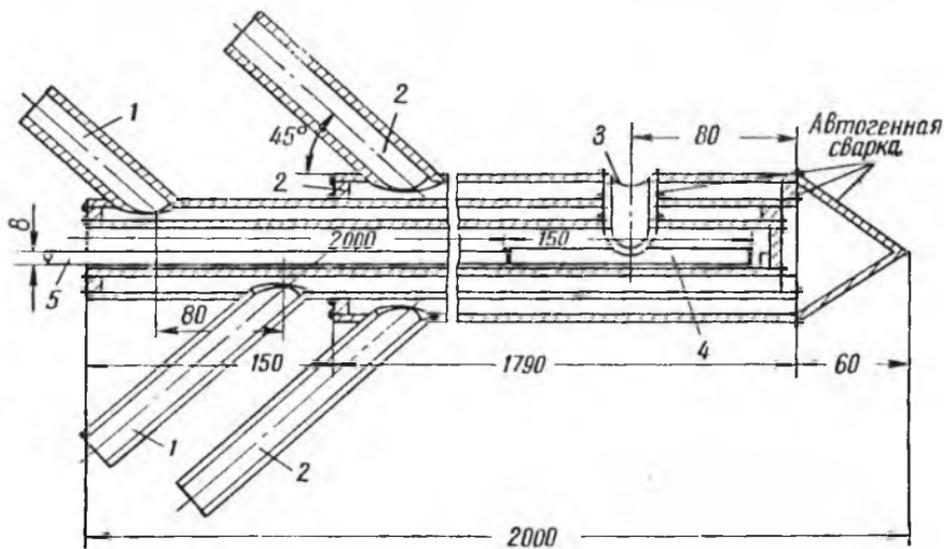


Рис. 263. Водоохлаждаемая труба для отбора проб материалов из печей:

1 — патрубki для ввода охлаждающей воды; 2 — патрубki для отвода воды; 3 — отверстие для пробы материала; 4 — лодочки для пробы материала; 5 — рукоятка для вывода лодочки

движения газов и материалов, процесса теплообмена и энергетических процессов — горения топлива или преобразования электрической энергии в тепловую. Также должны быть выявлены недостатки конструкций печей и пути ее улучшения. Полупромышленные испытания следует завершать снятием подробного материального и теплового баланса опытной установки на выбранном и рекомендуемом для внедрения оптимальном режиме. Только при наличии этих балансов, связанных не по разности и не по расчёту, а по фактическим замерам всех статей прихода и расхода, можно быть уверенным в достаточной достоверности технических показателей опытных печей.

В заключение необходимо особо отметить, что успех полупромышленных испытаний в значительной степени определяется качеством проекта опытной установки. Проект опытных печей — весьма сложное и ответственное дело, так как в нем с большим зна-

нием дела должны быть предусмотрены всевозможные варианты режимов работы печей и их легкая перестройка и ремонты.

Промышленные исследования новых типов печей имеют целью окончательную проверку и доработку режима и конструкции созданной печи для широкого (серийного) ее строительства на металлургических заводах. Промышленные исследования действующих заводских печей имеют задачу — найти средства и методы для коренного улучшения работы печей и значительной их интенсификации.

Промышленные исследования проводят только на действующих металлургических заводах, на одной из работающих заводских печей или на специально построенном промышленном образце печи нового типа.

Для качественного промышленного исследования выделенную для испытания заводскую печь оборудуют по заранее продуманной схеме большим числом всевозможных контрольно-измерительных приборов, специальных приспособлений и установок, позволяющих осуществлять всесторонний непрерывный контроль за всеми параметрами основных процессов, протекающих в печи. Для исследуемой печи обеспечивают точный весовой учет всех твердых и жидких материалов и продуктов переработки и учет расхода топлива, воздуха, кислорода, воды и электроэнергии. Устанавливают приборы, позволяющие измерять количество отходящих газов, их состав и запыленность, температуру и давление в различных зонах печи. Для электрических печей обязательно измерение мощности, силы тока и напряжения. Особенно тщательно продумывают и подготавливают обследование внутренней рабочей полости печи, для чего изготавливают специальное нестандартное оборудование и приспособления, подобные тем, которые были описаны для полупромышленных исследований. Всю контрольно-измерительную аппаратуру и приспособления группируют и размещают на нескольких контрольных постах около исследуемой печи. Необходимо, чтобы аппаратура и приспособления были размещены удобно, а все измерения и наблюдения проводились легко. Для этого часто около печи сооружают дополнительные площадки и будки, устанавливают около них подъемные приспособления и механизмы, делают дополнительную подводку воды, воздуха, электроэнергии и т. п.

После окончания монтажа всех контрольно-измерительных приборов они должны пройти стадию пробной проверочной эксплуатации для отработки методики измерений и выявления погрешностей. Такая тщательная и всесторонняя подготовка необходима для успешного промышленного испытания.

В период проведения промышленного исследования заводскую печь переводят на различные специальные режимы работы, предусмотренные программой исследования, как-то: особые составы шихты, новые режимы дутья, новые тепловые и энергетические

режимы, новые конструктивные узлы и т. п. Подобно полупромышленному исследованию, промышленное исследование охватывает также все стороны работы печей — технологию, движение газов и материалов, теплообмен, горение топлива и преобразование электроэнергии. Особенно тщательно исследуют конструкцию печей и ее детали и определяют их надежность и рациональность. Промышленное исследование обязательно завершается снятием развернутых материального и теплового баланса печи.

В результате заводского исследования для новых типов печей получают окончательные технические и экономические показатели их работы и выявляют необходимые изменения в конструкции и режиме, которые должны быть внесены в печи серийной постройки. Для действующих печей даются рекомендации по улучшению режима их работы и конструкции отдельных деталей. Таким образом, промышленное исследование является последней, завершающей стадией, на основе которой получают окончательные выводы, подлежащие широкому распространению и внедрению в промышленность.

Для ускорения исследовательских работ и сокращения сроков их выполнения иногда частично совмещают во времени перечисленные выше три основные стадии, для чего исследования проводят параллельно. Например, частично совмещают во времени лабораторные и полупромышленные или полупромышленные и промышленные исследования.

Глава 23

Современные методы проектирования печей цветной металлургии

1. Общие методические положения

Проектирование печей следует вести на основе капитальных исследований конструкции и режимов их работы, выполненных в промышленном или полупромышленном масштабе. Печи обычно проектируют в две стадии: 1) технический проект; 2) рабочие чертежи. Раньше в несложных случаях допускали разработку взамен технического проекта упрощенной стадии — проектного задания.

Проектное задание состоит из технологического и теплового расчета печи, содержащего определение ее размеров, мощности и производительности. Обосновывают все технологические и энергетические показатели, рассчитывают устройства для сжигания топлива и подачи электроэнергии и характеристики вспомогательного оборудования. Рассчитывают газоходную систему и устройства для очистки и утилизации газов. Изготавливают чертежи общего вида печи в различных проекциях и разрезах с указанием основных размеров и характера футеровки. Составляют смету на сооружение печи с расчетом основных объемов строительных и монтажных работ.

Технический проект отличается от проектного задания более подробными технологическими и тепловыми расчетами самой печи, ее деталей и всего вспомогательного оборудования. Кроме чертежей общего вида печи, составляют еще чертежи некоторых важнейших ее узлов (например, электродное устройство, горелки, футеровка, охлаждаемые детали и т. п.).

Рабочие чертежи печи представляет собой детализировку во всех мельчайших подробностях проектного задания или технического проекта. Изготовление печных деталей, строительство и монтаж печи осуществляют по рабочим чертежам.

Технический проект со сметой на строительство крупных металлургических печей обычно утверждают в вышестоящих организациях. Рабочие чертежи утверждаются администрацией того завода, на котором ведется строительство печи. В высших учебных заведениях студентам приходится выполнять проекты печей при курсовом и дипломном проектировании. Эти проекты выполняют примерно в объеме расширенного проектного задания или технического проекта. Поэтому необходимо более детально остановиться

на этой стадии проектирования печей и дать развернутую схему построения проекта печи. Расширенное проектное задание и технический проект металлургической печи состоят из расчетно-пояснительной записки и 2—4 листов чертежей.

Расчетно-пояснительную записку к проекту печи составляют по следующему плану.

Задание на расчет печи

В задании указывают назначение и тип печи; состав исходного сырья, подлежащего переработке; производительность печи по количеству перерабатываемого сырья в единицу времени, топливо, режим работы; условия расположения и работы печи в цехе; особые условия.

Расчет технологического процесса

Расчет технологического процесса состоит из расчета шихты, определения времени отдельных операций, установления режима отдельных стадий процесса.

В свою очередь расчет шихты, являясь основой расчета технологического процесса, включает расчеты количества флюсов и реагентов, количества и состава продуктов процесса, показателей процесса и т. д.

В итоге технологических расчетов составляют предварительный материальный баланс технологического процесса.

Расчет топлива или электроэнергии

Расчет топлива состоит из расчета горения топлива на 100 массовых или объемных единиц его ($кг$ или $м^3$) и определения расхода топлива или электроэнергии. При расчете горения определяют количество воздуха, необходимого для горения, состав и количество продуктов горения, теплотворность, температуру горения. Расход топлива или электроэнергии определяют на основании предварительного теплового баланса печи или практических данных с последующей проверкой по тепловому балансу печи.

Определение основных размеров печи

Определение основных размеров печи состоит из определения длины, ширины и высоты рабочего пространства.

Иногда вместо определения основных размеров печи подбирают типовые размеры печи по каталогам или предложениям заводов-изготовителей.

Размеры печи должны рассчитываться по изложенной ниже методике, учитывающей теорию работы печей.

Составление материального и теплового балансов печи

Цель составления окончательных материального и теплового балансов печи — проверка всех проделанных ранее расчетов.

Расчет газоотводящей системы

Расчет газоотводящей системы печи состоит из выбора схемы обработки газов и расчетов пылеулавливающих устройств, приборов для утилизации тепла отходящих газов, газоходов и бортов, дымовой трубы или дымососной установки. Расчет дымовой трубы или дымососной установки следует проводить на основании полного расчета механики газов по всей газоходной системе.

Расчет деталей печи и вспомогательного оборудования

Расчет деталей печи включает в себя расчет приборов для сжигания топлива, расчет крепления печи, трубопроводов, короткой сети, электрических нагревателей, фурм, охлаждаемых деталей и т. п. Расчет вспомогательного оборудования состоит из выбора воздуходувок, вентиляторов, трансформаторов, насосов, загрузочных устройств и транспортного оборудования.

Конструктивные расчеты

Конструктивные расчеты состоят из подбора огнеупорных материалов для кладки всех элементов печи, определения размеров кладки стен и свода, определения конструкции и размеров фундамента печи, решения вопросов компоновки печи и ее обслуживающих устройств в цехе. Конструктивные расчеты рекомендуется выполнять параллельно с чертежами печи.

Мероприятия и правила техники безопасности

Разрабатывают специальные устройства и ограждения, обеспечивающие безопасную работу обслуживающего персонала. Составляют правила по технике безопасности для эксплуатации проектируемой печи.

Составление схемы контроля и автоматизации

Этот раздел включает в себя выбор параметров работы печи, подлежащих контролю и автоматическому регулированию, подбор и расчет аппаратуры для контроля и автоматизации и ее размещение у печи.

Составление спецификации оборудования

Составляют список оборудования, подлежащего изготовлению на специализированных заводах: дымососы, воздуходувки, вентиляторы, трансформаторы, горелки и форсунки, насосы, приборы контроля и автоматизации и т. д.

Технико-экономические расчеты

Технико-экономические расчеты состоят из сметы на сооружение печи, калькуляции себестоимости переработки сырья в печи, экономического обоснования отдельных технических решений и технико-экономических показателей.

Перечень использованной литературы и материалов

В перечне подробно указывают всю использованную при расчете литературу, проектные материалы, заводские данные и т. п.

Чертежи печей выполняют с соблюдением всех правил и стандартов машиностроительного черчения. На одном-двух листах чертежной бумаги стандартного размера изображают общий вид печи в трех основных проекциях: вид сверху, сбоку и с торца. Каждая проекция имеет полный или частичный разрез по наиболее важной плоскости. Если конфигурация печи сложная, дают дополнительные проекции и разрезы. На всех разрезах показывают футеровку печи и разновидность огнеупоров. Кроме общих видов печи, в техническом проекте делают еще 1—2 листа важнейших деталей печи, как-то: наиболее сложных и ответственных узлов кладки, охлаждаемых элементов печи, загрузочных и выпускных отверстий, горелок, подвески электродов, деталей электрических нагревателей и т. п.

Расчет печей цветной металлургии и определение их производительности и основных размеров может осуществляться по двум принципиально отличным один от другого методам — эмпирическому и теоретическому.

Эмпирический метод основан на использовании статистических данных заводской практики по удельной производительности и размерам печей. Расчет печи по этому методу сводится к принятию той или иной величины удельной производительности и определению по заданной суточной и принятой удельной производительности рабочей площади печи. Вычисленную таким образом рабочую площадь печи разверстывают на соответствующие линейные размеры рабочего пространства с учетом размеров существующих заводских печей. Таким образом, эмпирический метод по существу сводится к копированию имеющейся заводской практики, без глубокого анализа и учета закономерностей про-

текающих в печи процессов и особенностей перерабатываемого сырья. Основной недостаток эмпирического метода — это присущий ему консерватизм, ограничивающий работу проектировщика печи данным этапом развития печной техники. Особенно ярко неполноценность этого метода обнаруживается в случае необходимости расчета нового типа печи, не имеющегося в заводской практике. В этом случае эмпирический метод становится совершенно бессильным и не может оказать проектанту никакой помощи.

Теоретический метод основан на использовании основных положений комплексной теории работы печей и количественных закономерностей процессов, протекающих в печах. При этом методе обязательно учитывают все важнейшие физико-химические свойства перерабатываемого сырья и главные условия развития и протекания процесса горения топлива, движения газов, движения материалов и продуктов, теплообмена и физико-химических превращений сырья. Основные рабочие размеры печей определяют по формулам, выведенным на основании учета количественных закономерностей перечисленных выше процессов. Эти формулы представляют математическое описание закономерностей протекания процессов в реальных условиях данной металлургической печи. Очевидно, что совершенство теоретического метода расчета печей непосредственно зависит от глубины развития теории работы печей и прямо отражает степень познания существа печных процессов. Слабое развитие теоретического метода расчета печей — главный недостаток этого метода. Вместе с тем совершенно очевидно, что теоретический метод является подлинно научным, он может способствовать дальнейшему прогрессивному развитию печной техники. Поэтому всемерное развитие и совершенствование теоретического метода расчета печей — главная и неотложная задача металлургии и науки о печах.

В настоящее время при проектировании металлургических печей нередко еще применяют эмпирический метод, особенно в цветной металлургии в расчетах большого числа различных типов печей. Это объясняется тем, что теоретический метод расчета для печей цветной металлургии только начинает разрабатываться и для ряда печей до настоящего времени просто отсутствовал. По мере развития комплексной теории печей эмпирический метод будет иметь все меньшее значение и постепенно заменится теоретическим методом, которому принадлежит будущее.

При расчете печей по эмпирическому методу обычно определяют рабочую площадь печи F или рабочий объем печей V по формулам:

$$F = \frac{A}{a} M^2, \quad (263)$$

$$V = \frac{A}{b} M^3, \quad (264)$$

где A — общая производительность печи по количеству перерабатываемых материалов, $t/сутки$;

a — удельная производительность печи по перерабатываемым материалам, $t/(m^2 \cdot сутки)$;

b — то же, $t/(m^3 \cdot сутки)$.

Заводские данные по удельной производительности a и b , основным размерам и показателям работы важнейших печей цветной металлургии были приведены в пятом разделе книги.

При расчете печей по теоретическому методу используют формулы, описывающие общие количественные закономерности протекания важнейших печных процессов: технологического, энергетического, аэромеханического, теплообменного и механического. Кроме этих общих формул, применяют и специальные, полученные математическими преобразованиями и комбинацией общих формул применительно к специфическим условиям отдельных типов печей.

Ниже приведено краткое описание современных методов расчета производительности, основных размеров и режимных параметров для некоторых важнейших типов печей цветной металлургии, рекомендуемых для применения при проектировании печей. В большинстве своем эти методы представляют комбинацию теоретических и эмпирических методов.

Особо необходимо отметить, что для некоторых типов печей цветной металлургии научно обоснованная методика расчета только еще начинает формироваться (печи кипящего слоя, конвертеры и др.).

Вследствие недостаточности теоретического и экспериментального материала по этим печам некоторые расчетные формулы для них имеют пока приближенные выражения, показывающие направление нахождения расчетных величин и их принципиальную функциональную зависимость.

2. Печи для обжига в кипящем слое сульфидных материалов

В расчете этих печей определяют следующие наиболее важные их характеристики:

1. Потребность в тепле от сгорания топлива или преобразования электроэнергии Q_T , $ккал/кг$ находят по приближительной формуле (258), выведенной ранее из обобщенного уравнения теплового баланса обжиговых и плавильных печей, перерабатывающих сульфидные материалы:

$$Q_T = \frac{0,5t_r S}{SO_2} - gS \text{ ккал/кг,}$$

где t_r — температура газов выходящих из печи, °C;
 S — количество выгорающей серы, % от исходного содержания;
 SO_2 — содержание сернистого ангидрида в отходящих газах, % (объемн.);

g — количество тепла, выделяемого при обжиге или плавке материала, отнесенное к 1 кг · % выгорающей серы, ккал/(кг · % S).

При значительном количестве выгорающей серы S величина Q_T может получиться отрицательной, что будет указывать на избыток тепла в печи, который необходимо отводить при помощи соответствующих теплообменных устройств.

Определенная по формуле (258) величина Q_T носит приближенный характер и может служить только для ориентировки расчета печи. В последующем ходе расчета окончательное значение Q_T определяют по тепловому балансу печи.

2. Оптимальное количество дутья K_0 , $m^3/(m^2 \cdot \text{мин})$. Вначале определяют предельное количество дутья K , при котором неподвижный фильтрующий газы слой материала переходит в нестабильное состояние. Величину K рассчитывают по формуле (41), выведенной ранее из сопоставления массы кусков материала и динамического давления струек газов, пронизывающих слой:

$$K = \frac{172\omega}{\Phi} \sqrt{\frac{\rho l_{cp}}{\rho_0^r (1 + \beta l_{cp}^r)}} m^3/(m^2 \cdot \text{мин}),$$

где ω — площадь свободных проходов между кусками материала, в долях от общей площади сечения слоя; $\omega = 0,15 \div 0,22$ (для сульфидов $\omega = 0,15$; для частиц шарообразной формы, например окатышей, $\omega = 0,215$);

Φ — количество газов, образующихся в печи на единицу дутья, m^3/m^3 ;

ρ — кажущаяся плотность материала, $кг/м^3$;

ρ_0^r — приведенная плотность газов в печи, $кг/м^3$;

t_{cp}^r — средняя температура газов в слое, °C;

l_{cp} — средний размер кусков материала, m .

Величину l_{cp} для расчетов по формуле (41) рекомендуется определять по эмпирическим формулам (42—43), учитывающим влияние мелких фракций на уменьшение величины ω .

Для смесей, в которых $l_{мел} \leq 0,415l_{кр}$ ($l_{кр}$ — размер крупных кусков, m ; $l_{мел}$ — размер мелких кусков, m), средний размер куска смеси l_{cp} , m , при объемном содержании мелких кусков будет:

	l_{cp}
10—20%	$0,5l_{кр} + 0,5l_{мел}$
20—30%	$0,3l_{кр} + 0,7l_{мел}$
30—50%	$0,1l_{кр} + 0,9l_{мел}$
50—70%	$0,05l_{кр} + 0,95l_{мел}$

Для смесей, в которых $l_{\text{мел}} > 0,415l_{\text{кр}}$, при объемном содержании мелких кусков 10—90%

$$l_{\text{ср}} = 0,9 [bl_{\text{мел}} + (1 - b)l_{\text{кр}}],$$

где b — объемное содержание мелких кусков в смеси, доли единицы.

После нахождения величины K определяют K_0 по формуле (69)*:

$$K_0 = (1,1 \div 1,3) K.$$

3. Удельная производительность печи a , $m/(m^2 \cdot \text{сутки})$. Расчетная формула выводится из уравнения баланса и движения газов (5):

$$\left(\frac{A}{\tau} V_1 + V_2 x + V_3 \right) (1 + \beta t) = 3600 F_r \omega_{tp}.$$

Для печей кипящего слоя, работающих без подтопки углеродистым топливом, расход его $x = 0$. Величина подсоса воздуха для рабочего пространства печи $V_3 = 0$. При этих условиях уравнение (5) упрощается и принимает вид

$$\frac{A}{\tau} V_1 = \frac{3600 F_r \omega_{tp}}{1 + \beta t}.$$

Выражение, находящееся в правой части этого уравнения, есть V_r — объем газов, проходящий через печь в единицу времени, приведенный к нормальным условиям:

$$V_r = \frac{3600 F_r \omega_{tp}}{1 + \beta t} \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Так как приведенный к нормальным условиям объем газов для каждого состава перерабатываемого материала и определенного режима ведения процесса обжига пропорционален приведенному объему воздуха, расходуемого на обжиг, то

$$V_r = b V_{\text{печи}};$$

$$V_1 = b V_{\text{уд}},$$

где $V_{\text{печи}}$ — общий объем воздуха, подаваемый в печь в единицу времени, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$V_{\text{уд}}$ — удельный расход воздуха на 1 m обжигаемого материала, $\text{м}^3/m$. Величина $V_{\text{уд}}$ определяется при расчете технологического процесса обжига;

b — переходный коэффициент.

* Значение K_0 или критической скорости псевдооживления $\omega_{\text{кр}}$ можно находить также и по другим формулам, предложенным различными авторами.

Подставляя выражение для V_r и V_1 в упрощенное уравнение (5), получим

$$\frac{A}{\tau} bV_{уд} = bV_{печи}.$$

После преобразования получим формулу

$$A = \frac{V_{печи}\tau}{V_{уд}} \text{ т/сутки}. \quad (265)$$

Разделим обе части этой формулы на F — рабочую площадь печи, m^2 :

$$\frac{A}{F} = \frac{V_{печи}\tau}{FV_{уд}}.$$

Так как

$$\frac{A}{F} = a \text{ т}/(m^2 \cdot \text{сутки}),$$

$$\frac{V_{печи}}{F} = K'_0 \text{ м}^3/(m^2 \cdot \text{ч}),$$

то получаем формулу для расчета удельной производительности печи:

$$a = \frac{K'_0\tau}{V_{уд}}, \quad (266)$$

где a — удельная производительность печи, $\text{т}/(m^2 \cdot \text{сутки})$;
 τ — время работы печи в течение суток, ч ; эта величина обычно составляет 0,93—0,97 от календарного времени;

$V_{уд}$ — удельный расход воздуха на 1 т обжигаемого материала, $m^3/\text{т}$;

K'_0 — оптимальное количество дутья, $m^3/(m^2 \cdot \text{ч})$.

Величину K'_0 определяют по величине K_0 , $m^3/(m^2 \cdot \text{мин})$, найденной по формуле (69):

$$K'_0 = 60K_0 \text{ м}^3/(m^2 \cdot \text{ч}).$$

4. Минимальное время пребывания материала в печи, обеспечивающее завершение процессов окисления, $\tau_{пр}$, и рассчитывают по формуле, основанной на линейной скорости распространения процесса обжига в глубину слоя или куска материала ω , $\text{м}/\text{ч}$:

$$\tau_{пр} = (4 \div 5) \frac{l_{кр}}{\omega} \text{ ч}. \quad (267)$$

Коэффициент (4÷5) в приведенной формуле учитывает возможную неравномерность промышленного процесса обжига, укрупнение кусков концентрата в результате его слеживания и окатывания в транспортных устройствах, а также некоторый резерв, создающий гарантию полного обжига всей массы перерабатываемого материала.

Значение ω , $м/ч$, для сульфидных материалов, по экспериментальным данным, составляет: для медного концентрата 0,005—0,010; цинкового концентрата 0,004—0,007; серного колчедана 0,004—0,008; никелевого концентрата 0,001—0,003.

5. Площадь пода печи F , $м^2$ находится по формуле (263)

$$F = \frac{A}{a} M^2,$$

где A — производительность печи по перерабатываемому материалу, $т/сутки$.

6. Минимальный объем кипящего слоя V_k , $м^3$, определяют по формуле (16), выведенной из условия обеспечения минимального времени пребывания обжигаемого материала в кипящем слое:

$$V_k = \frac{A \tau_{пр}}{\rho \tau},$$

где A — производительность печи, $т/сутки$;

ρ — объемная масса материала в печи с учетом нахождения его в виде аэросмеси, $т/м^3$; для печей кипящего слоя величину ρ можно определить, уменьшив объемную массу твердого материала примерно в 4 раза (содержание газов в аэросмеси 75%);

τ — время работы печи в сутки, $ч$.

7. Толщину кипящего слоя H_k , $м$, находят по формуле

$$H_k = (5 \div 9) \frac{V_k}{F} \text{ м.} \quad (268)$$

Коэффициент $(5 \div 9)$ в формуле (268) учитывает необходимое увеличение толщины кипящего слоя из условий обеспечения устойчивого теплового его состояния.

Исследования показывают, что если этот коэффициент не вводить, то полученная по формуле толщина слоя будет достаточна для завершения окислительного процесса и получения необходимого состава огарка, но работа печи будет неустойчива в тепловом отношении.

8. Общую высоту печи H_n , $м$, находят по формуле, учитывающей необходимость значительного свободного объема газового пространства над уровнем кипящего слоя, для снижения уноса пыли и полного завершения процесса обжига:

$$H_n = (4 \div 7) H_k \text{ м.} \quad (269)$$

Чем мельче материал, обрабатываемый в печи, и больше величина K_0 , тем большее значение коэффициента рекомендуется принимать в формуле (269).

9. Гидравлическое сопротивление кипящего слоя Δp , мм вод. ст. рассчитывают по формуле (45):

$$\Delta p = H_k (\gamma_{\text{ТВ}} - \gamma_{\text{Г}}) (1 - \delta) \text{ мм вод. ст.},$$

где $\gamma_{\text{ТВ}}$ — удельный вес твердого материала, кг/м^3 ;

$\gamma_{\text{Г}}$ — удельный вес газов в печи, кг/м^3 ;

δ — объем газов в слое по отношению к общему объему слоя, доли единицы, $\delta = 0,65 \div 0,85$.

10. Параметры воздухоудувки. Давление воздуха на выходе из воздухоудувки

$$p = (1,3 \div 1,5) (\Delta p + \Delta p_{\text{п}}) \text{ мм вод. ст.}, \quad (270)$$

где $\Delta p_{\text{п}}$ — сопротивление воздухораспределительной подины печи; $\Delta p_{\text{п}} = 50 \div 100$ мм вод. ст.;

(1,3 ÷ 1,5) — коэффициент запаса, учитывающий также сопротивление воздухоподводящей системы.

Производительность воздухоудувки выбирают по расходу воздуха на печь и числу работающих печей.

11. Расчет дутьевых сопел. Общую площадь сечения выходных отверстий дутьевых сопел, расположенных в подине печи кипящего слоя, рассчитывают по законам истечения газов при низком давлении. Скорость истечения воздуха из сопла находят по формуле (30):

$$w = \varphi \sqrt{\frac{2(p_1 - p_2)}{\rho}} \text{ м/сек},$$

где φ — коэффициент расхода; для цилиндрических отверстий с острыми кромками $\varphi = 0,8$;

p_1 — давление воздуха в сопле, кг/м^2 ;

p_2 — давление воздуха в нижней части кипящего слоя, кг/м^2 ;

$\rho = \frac{\gamma}{g}$ — плотность воздуха, $\text{кг} \cdot \text{сек}^2 / \text{м}^4$ (здесь γ — удельный вес, кг/м^3 , а $g = 9,81 \text{ м/сек}^2$).

Число сопел, необходимое для печи,

$$n = 1,2 \frac{V}{wf},$$

где V — расход воздуха на печь, $\text{м}^3/\text{сек}$;

f — площадь выходных отверстий одного сопла, м^2 ;

1,2 — коэффициент запаса.

12. Расчет теплообменных устройств. Поверхность теплообменников, устанавливаемых в печах кипящего слоя для отъема избыточного тепла, можно рассчитывать по формулам (85 и 126—131).

3. Вращающиеся барабанные печи глиноземного производства

Теория работы печей для обжига в перегреваемом слое показывает, что производительность и размеры вращающихся барабанных печей в основном зависят от важнейших процессов, протекающих в этих печах: физико-химических процессов обжига, движения газов, движения материалов, процесса теплообмена. В соответствии с этим вращающиеся барабанные печи следует рассматривать как обжиговые аппараты, как транспортные устройства, обеспечивающие определенные показатели движения газов и материалов, и как теплообменные устройства, обеспечивающие передачу к материалу необходимого количества тепла. При расчете размеров печей спекания или кальцинации определяют следующие величины:

1. Расход углеродистого топлива по предварительным данным принимают по данным заводской практики для действующих вращающихся печей глиноземного производства (см. табл. 37).

2. Диаметр печи D , м, определяется по действительной скорости движения газов в печи ω_t , м/сек, и действительному количеству газов V_t , м³/сек, по формуле (62):

$$D = 1,13 \sqrt{\frac{V_t}{\omega_t}} \text{ м.}$$

Значение ω_t для большинства барабанных печей лежит в пределах 3—8 м/сек. При обжиге сухих и тонкоизмельченных материалов рекомендуется принимать меньшее значение ω_t , в остальных случаях скорость газов можно принимать равной 7—8 м/сек. Величина V_t должна учитывать полное количество газов, образующихся в печи из шихты и от горения топлива.

Величину V_t определяют на основании расчета технологического процесса обжига и процесса горения топлива по принятому его расходу.

3. Теплопотребление материала q , Мкал/т находят по формуле (14), полученной из баланса тепла на все физико-химические превращения, происходящие в печи:

$$q = \Sigma'' q + \Sigma''' q - (\Sigma' q + \Sigma'' q) \text{ Мкал/т,}$$

где $\Sigma' q$ — теплосодержание исходных материалов, Мкал;

$\Sigma'' q$ — тепло экзотермических реакций, Мкал;

$\Sigma''' q$ — теплосодержание продуктов переработки, Мкал;

$\Sigma'''' q$ — тепло эндотермических реакций, Мкал.

В расчете барабанных печей определяют теплопотребление для каждой рабочей зоны отдельно, а также общую величину для всей печи. Сумма теплопотребления материала по зонам должна рав-

няться общему теплотреблению материала по всему процессу обжига.

4. Коэффициент заполнения печи материалом по зонам φ безразмерный. Производительность вращающейся барабанной печи как транспортной трубы M , кг/ч, выражается формулой (49)

$$M = \varphi \frac{\pi D^2}{4} \omega_m \rho \text{ кг/ч,}$$

где ω_m — средняя по слою скорость поступательного движения материала, м/ч; находится по одной из ранее приведенных формул (50—53);

ρ — насыпная масса материала в печи, кг/м³.

Так как величины M , ω_m , D и ρ заданы или определяются по расчету, пользуясь формулой (49), находят величину φ для каждой рабочей зоны.

По рассчитанной величине φ и известному диаметру печи D по геометрическим формулам и таблицам определяют длину хорды l_x , м, и длину дуги l_d , м, для сегмента материала в рабочем сечении печи.

5. Длина зоны сушки L_c , м. Если материал поступает в печь со значительным содержанием влаги, то в печи появляется зона сушки, длина которой не может быть рассчитана из условий теплообмена. Длину зоны сушки L_c , м, определяют по эмпирической формуле, учитывающей общее количество удаляемой из материала влаги в этой зоне печи и допустимое напряжение рабочего пространства печи по испаряемой влаге (аналогично расчету сушилок):

$$L_c = \frac{M (\omega_{\text{исх}} - \omega_{\text{подс}})}{\Delta \omega \frac{\pi D^2}{4}} \text{ м,} \quad (271)$$

где $\omega_{\text{исх}}$ и $\omega_{\text{подс}}$ — содержание влаги в исходном и подсушенном материале, доли единицы от твердого материала;

$\Delta \omega$ — допустимое напряжение рабочего пространства сушильной зоны печи по количеству удаляемой влаги, кг/(м³·ч).

Значение $\Delta \omega$ можно принимать по опытным данным для барабанных сушилок, работающих на кусковых материалах, равным 50—150 кг/(м³·ч).

6. Длина зон подогрева, кальцинации и спекания $L_{\text{п}}$, $L_{\text{к}}$, $L_{\text{сп}}$, м. Длина этих зон определяется по условиям теплообмена по формуле (272), полученной на основании ранее приведенного уравнения (4) и формул (137—141):

$$L = \frac{M q}{[(q_{\text{луч}} + q_{\text{конв}}) l_x + q'_{\text{луч}} l_d] \tau} \text{ м,} \quad (272)$$

- где M — количество материала, проходящее через зону в течение часа, $кг/ч$;
- q — теплотребление материала в данной зоне, $ккал/кг$;
- $q_{луч}$ и $q_{конт}$ — поверхностная плотность теплового потока от излучения и от конвекции по отношению к открытой поверхности материала в зоне, $ккал/(м^2 \cdot ч)$. Эти величины находят расчетом теплообмена в рабочем пространстве данной зоны;
- $q'_{луч}$ — поверхностная плотность теплового потока от излучения на закрытую поверхность материала в зоне, $ккал/(м^2 \cdot ч)$; ее также находят расчетом теплообмена в рабочем пространстве зоны;
- τ — время, равное 1 ч.

Для расчета теплообмена по зонам необходимо знать состав газовой фазы в каждой зоне, который должен быть предварительно определен по данным расчета технологии и горения топлива.

Размеры отдельных зон, кроме теплообменного процесса, должны обеспечивать определенное, минимально необходимое время пребывания материала в зоне, с тем чтобы было обеспечено завершение всех необходимых физико-химических превращений.

Для проверки длины зон по времени пребывания применяют формулу

$$L = \omega_m \tau_{пр} \text{ м}, \quad (273)$$

где ω_m — линейная скорость движения материала в печи, $м/ч$;

$\tau_{пр}$ — минимальное необходимое время пребывания материала в зоне, ч. Эту величину для отдельных зон принимают по экспериментальным данным.

Если размеры зон, определенные по времени пребывания, будут примерно совпадать с размерами зон, определенными из условий теплообмена, или будут меньше их, то расчет размеров печи может считаться законченным. Если размеры зон, определенные по времени пребывания материала, получатся больше, чем размеры зон, определенные по теплообмену, то следует принять за окончательные большие размеры или произвести перерасчет печи с целью сближения размеров. В частности, увеличение времени пребывания материала в зоне без изменения ее длины может быть достигнуто местным увеличением диаметра данной зоны D или уменьшением угла наклона или числа оборотов для всей печи. Наконец, возможно сооружение в печи порогов, задерживающих материалы в отдельных зонах.

7. Окончательная потребность в тепле от сгорания топлива. Определяется по развернутому тепловому балансу печи с учетом окончательных ее размеров.

В случае, если определенный по тепловому балансу расход топлива будет существенно отличаться от принятого ранее по практическим данным, необходимо по новому расходу топлива перерасчитать размеры печи.

4. Отражательные рудоплавильные печи

В расчете этого типа печей определяют следующие важнейшие их характеристики:

1. Теплопотребление шихты $q_{\text{плав}}$ ккал/т. Находят аналогично теплопотреблению материалов по формуле (14).

2. Расход топлива x , т/ч. Рассчитывают по формуле, выведенной на основе анализа теплового баланса отражательных печей:

$$x = \frac{Aq_{\text{плав}}}{\tau(800Q_{\text{н}}^{\text{р}} + 310V_{\text{в}}t_{\text{в}} - 330V_{\text{г}}t_{\text{г.отх}})} \text{ т/ч,} \quad (274)$$

где A — производительность печи по шихте, т/сутки;
 τ — время работы печи в течение суток, ч/сутки;
 $Q_{\text{н}}^{\text{р}}$ — теплотворность топлива, ккал/кг;
 $V_{\text{в}}$ и $V_{\text{г}}$ — удельное количество воздуха и газов, м³/кг;
 $t_{\text{в}}$ и $t_{\text{г.отх}}$ — температура воздуха и отходящих из печи газов, °С.

Для газообразного топлива в формулу (274) следует подставить: $Q_{\text{н}}^{\text{р}}$, ккал/м³; $V_{\text{в}}$ и $V_{\text{г}}$, м³/м³. Тогда размерность величины x будет тыс. м³/ч.

3. Предварительные размеры печи. Для расчета теплообмена в рабочем пространстве отражательной печи необходимо знать хотя бы приближенно основные ее размеры, м: B — ширину; L — длину; H — высоту; h_1 — стрелу свода; h_2 — высоту стенок, не закрытую шихтой; h_3 — высоту откосов шихты над ванной; h_4 — глубину ванны.

Предварительные размеры печи определяют по практическим данным с использованием формулы (263) и табл. 41.

4. Плотность теплового потока по отношению к эффективной поверхности шихты и ванны $q_{\text{сумм}}$, ккал/(м²·ч). Значение $q_{\text{сумм}}$ определяют расчетом теплообмена в плавильной зоне отражательной печи. Вначале рассчитывают значение всех величин, от которых зависит процесс теплообмена. Степень развития кладки

$$\omega = \frac{\sqrt{B^2 + 5,34h_1^2} + 2h_2}{\frac{2h_3}{\sin \alpha} + B - 2h_3 \text{ctg} \alpha}, \quad (275)$$

где α — угол естественного откоса шихты в печи, град.

Средняя температура газов в плавильной зоне T_r , °К, по формуле геометрического усреднения (115)

$$\left(\frac{T_r}{100}\right)^4 = \sqrt{\left[\left(\frac{T_r^{\text{нач}}}{100}\right)^4 - \left(\frac{T_M}{100}\right)^4\right] \left[\left(\frac{T_r^{\text{кон}}}{100}\right)^4 - \left(\frac{T_M}{100}\right)^4\right] + \left(\frac{T_M}{100}\right)^4},$$

где $T_r^{\text{нач}}$ и $T_r^{\text{кон}}$ — начальная и конечная температуры газов в плавильной зоне, °К;

T_M — средняя температура поверхности шихты и ванны, °К.

Эффективная длина лучей газового излучения

$$S_{\text{эфф}} = 1,6 \frac{B(0,6h_1 + h_2 + h_3)h_3^2 \text{ctg } \alpha}{1,02B + h_2 + \frac{h_3}{\sin \alpha} - h_3 \text{ctg } \alpha} \text{ м.} \quad (276)$$

Степень черноты печных газов по формуле (103)

$$\epsilon_r = k(\epsilon_{\text{CO}_2} + \epsilon_{\text{H}_2\text{O}} + \epsilon_{\text{SO}_2}),$$

где k — коэффициент, учитывающий излучение твердых частиц; при газовом отоплении $k = 1$; при мазутном и пылеугольном отоплении $k = 1,3$.

Приведенная степень черноты $\epsilon_{r.k.m}$, учитывающая совместное излучение газов, кладки и шихты, из формулы (104)

$$\epsilon_{r.k.m} = \epsilon_m \frac{\omega + 1 - \epsilon_r}{[\epsilon_m + \epsilon_r(1 - \epsilon_m)] \frac{1 - \epsilon_r}{\epsilon_r} + \omega},$$

где ϵ_m — средняя степень черноты поверхности шихты и ванны в период плавления.

После всех этих определений вычисляется величина $q_{\text{сумм}}$ по формуле (277), полученной на основании формул (109—112):

$$q_{\text{сумм}} = 5,2\epsilon_{r.k.m} \left[\left(\frac{T_r}{100}\right)^4 - \left(\frac{T_M}{100}\right)^4 \right] \text{ ккал/(м}^2 \cdot \text{ч)}. \quad (277)$$

5. Окончательные размеры печи. Определяют по формулам, полученным совместным решением следующих уравнений: теплообмена (4), движения газов (5), теплового напряжения (3) и конструктивных соотношений, составленных применительно к рабочему пространству отражательных печей:

$$L = 5450 \frac{Q_{\text{п}}^{\text{п}} \omega_{\text{т}}}{q_{\text{рек}} V_0 (1 + \beta t_r)} \text{ м;} \quad (278)$$

$$B = 1,67 \cos \alpha \frac{A q_{\text{глав}}}{\tau L q_{\text{сумм}}} - 3 \cos \alpha + 3 \text{ м;} \quad (279)$$

$$h_1 = 0,1B \text{ м}; \quad (280)$$

$$h_2 = \frac{\frac{xV_0(1 + \beta t_r)}{3,6\omega_t} - (0,25B^2 - 2,25) \operatorname{tg} \alpha - 0,06B^2}{B} \text{ м}; \quad (281)$$

$$h_3 = \frac{B - 3}{2} \operatorname{tg} \alpha \text{ м}; \quad (282)$$

$$h_4 = 0,8 \div 1,2 \text{ м}; \quad (283)$$

$$H = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 \text{ м}. \quad (284)$$

Высотные размеры печи в хвостовой части:

$$h'_2 + h'_3 = \frac{\frac{xV_0(1 + \beta t_r \cdot \operatorname{отх})}{3,6\omega_t} - 0,06B^2 + 1,73}{B} \text{ м}; \quad (285)$$

$$H' = h_1 + h'_2 + h'_3 + h_4 \text{ м}. \quad (286)$$

В формулах (278—286):

ω_t — действительная скорость газов в печи, м/сек; $\omega_t = 7 \div 9$;

$q_{\text{рек}}$ — рекомендуемая плотность теплового потока в объеме плавильной зоны отражательных печей, ккал/(м³·ч);

$q_{\text{рек}} = 100\,000 \div 130\,000$;

V_0 — приведенное количество газов в печи, отнесенное к 1 кг (или к 1 м³) топлива, м³/кг (или м³/м³);

t_r — средняя температура газов в плавильной зоне печи, °С.

Если полученные при расчете по формулам (278—286) размеры печи значительно отличаются от ранее принятых предварительных размеров, то необходимо пересчитать все величины по окончательным размерам, начиная с определения поверхностной плотности теплового потока.

6. Объем шлаковой части ванны печи по времени пребывания шлака. Для обеспечения необходимого извлечения цветных металлов при отражательной плавке необходимо проверять объем шлаковой части ванны печи $V_{\text{ван}}$, м³, по времени пребывания шлака в ванне $\tau_{\text{преб}}$, ч, по формуле (16):

$$V_{\text{ван}} = \frac{A_1 \tau_{\text{преб}}}{24\rho} \text{ м}^3,$$

где A_1 — количество отвального шлака, образующегося в печи, т/сутки;

$\tau_{\text{преб}}$ — минимально необходимое время пребывания шлака в ванне, обеспечивающее получение отвального шлака, ч. Значение $\tau_{\text{преб}}$ принимают по экспериментальным данным в пределах 8—15 ч;

24 — число часов в сутках;

ρ — объемная масса шлака, т/м³.

7. **Производительность печи.** В заключение проводят проверочный расчет общей производительности печи по формуле (287), полученной на основании формулы (140):

$$A = \frac{4,67 \epsilon_{г.к.м} \left[\left(\frac{T_r}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_m}{100} \right)^4 \right] (F_{ш} + F_v) \tau}{q_{плав}} \text{ т/сутки, (287)}$$

где $F_{ш}$ и F_v — эффективная поверхность шихты и ванны, участвующая в теплообмене, m^2 , по формуле (120):

$$F_{ш} + F_v = 0,66L \left(\frac{2h_3}{\sin \alpha} + B - 2h_3 \operatorname{ctg} \alpha \right) m^2.$$

5. Рудоплавильные электропечи

В расчете рудоплавильных электропечей, работающих в режиме смешанного нагрева, определяют следующие величины:

1. **Энергопотребление шихты** $q_{плав}$, $квт \cdot ч/т$. Рассчитывают с помощью формулы (14).

2. **Удельный расход электроэнергии** ω , $квт \cdot ч/т$. Определяют по формуле, полученной из уравнения энергетического баланса электропечи, составленного для 1 т перерабатываемой шихты:

$$\omega = 1,1 (q_{плав} + Q_r + Q_{п} - Q_g - Q_v) \text{ квт} \cdot \text{ч/т, (288)}$$

где Q_r — энергия, уносимая газами, выходящими из печи, за исключением газов, выделяющихся из шихты, $квт \cdot ч/т$;

$Q_{п}$ — энергия, теряемая электропечью во внешнюю среду, $квт \cdot ч/т$;

Q_g — энергия, выделяемая при горении электродов, $квт \cdot ч/т$;

Q_v — энергия, вносимая воздухом, $квт \cdot ч/т$;

1,1 — коэффициент, учитывающий потери энергии в короткой сети, электродах и трансформаторе.

3. **Характеристика печных трансформаторов.** Формулу для расчета потребной мощности печных трансформаторов можно вывести из уравнения энергетического процесса (2):

$$\frac{A}{\tau} (q_m + \sum Q_{пот}) = Ex.$$

Здесь выражение в скобках представляет собой расход тепловой энергии на 1 т материала с учетом всех потерь в самой печи. Для электрических печей потери энергии в короткой сети и трансформаторе учитываются некоторым коэффициентом K_1 . Умножим обе части уравнения (2) на K_1 :

$$\frac{A}{\tau} K_1 (q_m + \sum Q_{пот}) = ExK_1.$$

В этом новом выражении удельный практический расход электроэнергии при условии, что выражение в скобках имеет размерность $\text{квт} \cdot \text{ч}/\text{т}$, будет

$$K_1 (q_m + \sum Q_{\text{пот}}) = \omega \text{ квт} \cdot \text{ч}/\text{т}.$$

В то же время активная мощность трансформатора при условии, что величина E также выражена в $\text{квт} \cdot \text{ч}$, будет

$$E x K_1 = P \cos \varphi \text{ квт}.$$

После подстановки новых величин в уравнение (2) получим формулу для расчета мощности печных трансформаторов:

$$P = \frac{A \omega}{\cos \varphi \tau} \text{ квт}, \quad (289)$$

где A — производительность электропечи по шихте, $\text{т}/\text{сутки}$;
 ω — удельный расход электроэнергии, $\text{квт} \cdot \text{ч}/\text{т}$;
 $\cos \varphi$ — коэффициент мощности печной установки, равный 0,8—0,9;

τ — число рабочих часов в сутки, $\text{ч}/\text{сутки}$.

Линейное рабочее напряжение рудоплавильных электропечей $U_{\text{лин}}$ выбирают в пределах 200—900 в. Наиболее высокое значение для $U_{\text{лин}}$ рекомендуется принимать для печей большой мощности и при работе их на шлаках с умеренным содержанием окислов железа. При сильно железистых шлаках рекомендуется ограничивать величину верхней ступени величиной ~ 200 в.

Линейный рабочий ток $I_{\text{лин}}$ определяют по формулам: для трехфазных трансформаторов

$$I_{\text{лин}} = \frac{1000 P_1}{\sqrt{3} U_{\text{лин}}} \text{ а}, \quad (290)$$

для однофазных трансформаторов

$$I_{\text{лин}} = \frac{1000 P_1}{U_{\text{лин}}} \text{ а}. \quad (291)$$

Здесь P_1 — номинальная мощность одного печного трансформатора, квт .

4. Основные размеры электропечи. Диаметр электродов D , м , находят по допустимой плотности тока $\Delta = 2 \div 4 \text{ а}/\text{см}^2$:

$$D = 0,01 \sqrt{\frac{4 I_{\text{лин}}}{\pi \Delta}} \text{ м}. \quad (292)$$

Ширина печи

$$B \approx (5 \div 6) D \text{ м}. \quad (293)$$

Длина трехэлектродных печей

$$L \approx (10 \div 12) D \text{ м}, \quad (294)$$

длина шестиэлектродных печей

$$L \approx (17,5 + 21) D \text{ м.} \quad (295)$$

Расстояние между осями электродов

$$l \approx (2,5 + 3) D \text{ м.} \quad (296)$$

Высоту печи рассчитывают следующим образом. Общую глубину ванны (шлак + расплав) принимают по данным практики 1,6—2,5 м. Высоту от зеркала ванны до свода рассчитывают по скорости движения печных газов ω_1 , которая не должна превышать 2—4 м/сек в свободном от шихты газовом поперечном сечении печи. Общая высота рудно-термических печей составляет в настоящее время 4—5 м.

Площадь пода печи проверяют по удельной мощности $P_{уд}$, квa/м^2 , по формуле

$$P_{уд} = \frac{P}{BL} \text{ квa/м}^2. \quad (297)$$

Значение $P_{уд}$ должно находиться в пределах 200—400 квa/м^2 . Объем шлаковой ванны печи $V_{ван}$, м^3 , проверяют по времени пребывания шлака $\tau_{преб}$, ч, по формуле (16). Значение $\tau_{преб}$ не должно быть ниже 10—12 ч.

6. Шахтные печи

В расчете производительности и основных размеров шахтных печей определяют следующие величины:

1. Расход топлива m , % от массы шихты. Выбирают по данным заводской эксплуатации аналогичных шахтных печей с последующей проверкой по тепловому балансу.

2. Оптимальное количество дутья K_0 , $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$. Вначале рассчитывают предельное количество дутья K , $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$, при котором нарушается стабильное состояние столба шихты.

Величину K рассчитывают по формуле (40), выведенной для сложного многослойного столба шихты, пронизываемого восходящим потоком газов, из сопоставления массы шихтовых материалов и динамического давления газовых струй:

$$K = \frac{172\omega_1}{\varphi} \sqrt{\frac{h_1\rho_1 + h_2\rho_2 + \dots \text{ и т. д.}}{\rho_0^r (1 + \beta t_{ср}^r) \left[\frac{h_1}{l_1} \left(\frac{2\omega_1}{\omega_1 + \omega_2} \right)^2 + \frac{h_2}{l_2} \left(\frac{2\omega_1}{\omega_2 + \omega_3} \right)^2 + \dots \text{ и т. д.} \right]}}$$

где ω_1 , ω_2 , ω_3 — величины площади свободных проходов между кусками в слоях шихты, доли единицы; значение ω : для кокса, окатышей, круглых брикетов 0,215; для сульфидных руд, известняка, кварца, агломерата, оборотных шлаков 0,15;

Φ — количество газов, образующихся в печи на единицу дутья, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

h_1, h_2 — высота слоев шихты, м ;

ρ_1, ρ_2 — кажущаяся плотность шихтовых материалов, $\text{кг}/\text{м}^3$;

l_1, l_2 — средний размер кусков шихтовых материалов, м ; находят по формулам (42—43);

ρ_0^r — приведенная плотность газов в печи, $\text{кг}/\text{м}^3$;

$t_{\text{ср}}^r$ — средняя температура газов в столбе шихты, $^{\circ}\text{С}$.

После нахождения величины K определяют K_0 по формуле (69):

$$K_0 = (0,6 \div 0,9) K \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин}).$$

Меньшее значение коэффициента перед K берут в случае значительной классификации шихты по крупности, происходящей при загрузке печей.

3. Удельная производительность печи a , $\text{т}/(\text{м}^2 \cdot \text{сутки})$. Рассчитывают по формуле, выведенной из предположения, что производительность печи является прямой функцией от интенсивности горения топлива:

$$a = 6 \frac{K_0 \tau}{mn} \text{ т}/(\text{м}^2 \cdot \text{сутки}), \quad (298)$$

где τ — число рабочих часов в сутки;

n — удельный расход воздуха, отнесенный на единицу топлива, $\text{м}^3/\text{кг}$;

m — удельный расход углеродистого топлива, % от массы шихты.

4. Основные размеры шахтной печи. Площадь сечения печи на уровне фурм F , м^2 , по формуле (263)

$$F = \frac{A}{a} \text{ м}^2,$$

где A — суточная производительность печи, $\text{т}/\text{сутки}$.

Ширину печи B , м , принимают по практическим данным. Длина печи

$$L = \frac{F}{B} \text{ м}.$$

Рабочая высота печи (высота сыпи над фурмами)

$$H_p = \frac{aV_{\text{уд}}\tau_1}{\tau} \text{ м}, \quad (299)$$

где $V_{\text{уд}}$ — удельный объем шихты в печи, $\text{м}^3/\text{т}$;

τ_1 — минимально необходимое время пребывания шихты в печи, обеспечивающее завершение физико-химических процессов, ч ;

τ — время работы печи в течение суток, $\text{ч}/\text{сутки}$.

Общая высота печи (от лещади до уровня колошника), *м*,

$$H = (1,2 \div 1,4) H_p + 1. \quad (300)$$

Для шахтных печей, ведущих восстановительную плавку с высоким расходом кокса, в которых основной приход тепла получается в результате горения кокса, рекомендуется проверить рабочую высоту H_p расчетом теплообмена по формулам (124—125).

Количество тепла, рассчитанное по этим формулам, должно соответствовать теплу, получаемому печью по тепловому балансу в результате горения топлива за время теплообмена τ (за вычетом тепла, уносимого газами, уходящими из печи). В случае значительного расхождения указанных величин высоту печи H_p следует изменить, чтобы было достигнуто равенство передаваемого и выделяемого в печи количества тепла.

5. Д а в л е н и е д у т ь я P , *мм вод. ст.* Вначале определяют сопротивление слоя шихты в печи по формуле (44):

$$h_{\text{сопр}} = K \frac{H_p}{l_{\text{ср}}} \cdot \frac{w_t^2}{2g} \gamma_t \text{ кг/м}^2,$$

где K — коэффициент сопротивления, безразмерный; находится по экспериментальным данным, например рис. 48;

$l_{\text{ср}}$ — средний диаметр кусков шихты, *м*;

w_t — действительная скорость газов в пустой шахте печи, *м/сек*;

γ_t — действительный удельный вес газов в печи, *кг/м³*:

$$P = (1,2 \div 1,3) h_{\text{сопр}} \text{ мм вод. ст.}$$

6. П р о в е р к а ш и р и н ы п е ч и п о п р о н и ц а е м о с т и ш и х т ы. Осуществляют по формуле

$$B = \frac{h_{\text{сопр}}}{\Delta h} \text{ м}, \quad (301)$$

где Δh — удельная упругость дутья, *мм вод. ст./м*.

Ниже приведены величины Δh , *мм вод. ст.* на 1 *м* ширины печи:

Плохо проницаемая шихта — мелкая плотная руда, мало кокса	2000—3000
Среднепроницаемая шихта — среднее содержание мелочи, значительное количество кокса	1000—2000
Хорошо проницаемая шихта — отсутствие мелочи, много кокса	500—1000

7. Ч и с л о и р а з м е р ы ф у р м. Выбирают по данным практики, исходя из величины отношения площади всех фурм к площади сечения печи. Для большинства шахтных печей цветной металлургии это отношение составляет 0,04—0,08.

8. О к о н ч а т е л ь н ы й р а с х о д у г л е р о д и с т о г о т о п л и в а. В заключение расчета шахтной печи составляют по-

дробный тепловой баланс и по нему проверяют принятое ранее значение m , %. Допускается отклонение значения величины m от ранее принятой в пределах $\pm (5 \div 15\%)$. При больших отклонениях производят перерасчет размеров и производительности.

7. Конвертеры

При расчете конвертеров для переработки медных, медноникелевых и никелевых штейнов определяют следующие величины:

1. Пропускная способность конвертера по воздуху $V_{\text{конв}}$, $\text{м}^3/\text{мин}$. Расчетную формулу для пропускной способности конвертера по воздуху выводят из уравнения движение газа (5), так же как для обжиговых печей кипящего слоя. При этом была получена промежуточная формула (265), из которой получаем формулу для $V_{\text{конв}}$:

$$V_{\text{конв}} = \frac{AV_{\text{уд}}}{\tau} \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Если принять $\tau = 1440 \text{ К}$ — время нахождения конвертера под дутьем, мин , то формула примет следующий окончательный вид:

$$V_{\text{конв}} = \frac{AV_{\text{уд}}}{1440\text{К}} \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (302)$$

где A — суточная производительность конвертера по штейну, $\text{т}/\text{сутки}$;

K — коэффициент использования конвертера под дутьем, безразмерный; по данным практики $K = 0,70 \div 0,80$;

$V_{\text{уд}}$ — практический удельный расход воздуха на 1 т штейна, $\text{м}^3/\text{т}$, находится на основе расчета технологического процесса;

1440 — число минут в сутках.

2. Удельная нагрузка фурм конвертера по воздуху $V_{\text{уд}}^{\text{н}}$, $\text{м}^3/(\text{см}^2 \cdot \text{мин})$. Находят по формуле (46):

$$V_{\text{уд}}^{\text{н}} = 27,3 \sqrt{\frac{(\rho_1 - \rho_2)(\rho_1 + \rho_0)}{CT}},$$

где ρ_1 — избыточное давление воздуха в коллекторе, $\text{кг}/\text{см}^2$;

ρ_2 — противодавление слоя расплава над фурмами, $\text{кг}/\text{см}^2$;

ρ_0 — атмосферное давление, $\text{кг}/\text{см}^2$;

T — температура воздуха в коллекторе, $^{\circ}\text{К}$;

C — безразмерный коэффициент, характеризующий гидравлическое сопротивление участка воздухораспределительной арматуры конвертера от закольцованного коллектора до конца фурменной трубки и степень зарастания рабочего конца фурменной трубки. Исследованиями установлено, что числовое значение коэффициента C

для существующей конструкции воздухораспределительной системы горизонтальных конвертеров составляет 6—7.

При условии применения улучшенной конфигурации воздухо-распределительной системы значение коэффициента C снижается до 3—5.

3. Площадь сечения всех работающих фурм конвертера, $см^2$,

$$F_{\phi} = \frac{V_{\text{конт}}}{v_{\text{уд}}} \text{ см}^2.$$

4. Число работающих фурм. Определяют по формуле

$$n_p = 127,2 \frac{F_{\phi}}{d^2}, \quad (303)$$

где d — диаметр фурменных трубок, $мм$.

По данным практики для фурменных труб обычно применяют стандартные железные трубы диаметром $1\frac{1}{4}$ " (36 мм), $1\frac{1}{2}$ " (41 мм), $1\frac{3}{4}$ " (44—46 мм), 2" (53 мм).

5. Число установленных фурм. Определяют по формуле

$$n_{\text{уст}} = (1,2 \div 1,3) n_p,$$

где $(1,2 \div 1,3)$ — коэффициент запаса, учитывающий возможный выход из строя некоторых фурм.

6. Тип и размеры конвертера. На основании выполненных расчетов конвертер обычно подбирают из выпускаемых в СССР стандартных типов конвертеров по табл. 44. Основные показатели при подборе конвертера — величины F_{ϕ} , d и $n_{\text{уст}}$.

7. Размеры горловины. Сечение горловины выбранного конвертера $F_{\text{горл}}$, $м^2$, проверяют по действительной скорости газов в горловине ω_t , $м/сек$, и количеству отходящих из конвертера газов V_t , $м^3/сек$:

$$\omega_t = \frac{V_t}{F_{\text{горл}}}.$$

Практикой установлено, что для нормальной работы конвертеров значение $\omega_t \leq 8 \div 12$ $м/сек$. Величину V_t определяют по данным технологического расчета по уравнению

$$V_t = \frac{AV_{\text{уд}}^{\text{газ}} (273 + t)}{86400K \cdot 273} \text{ м}^3/\text{сек}. \quad (304)$$

Здесь $V_{\text{уд}}^{\text{газ}}$ — удельное количество газов на 1 m штейна, $м^3/m$;

t — температура отходящих газов, $^{\circ}C$;

86 400 — число секунд в сутках.

8. Параметры воздуходувной машины и расчет воздухопроводов. Производительность воздуходувной машины $V_{\text{возд}}$, $\text{м}^3/\text{мин}$, рассчитывают из условия обеспечения подвода к фурмам конвертера воздуха в количестве $V_{\text{конв}}$, $\text{м}^3/\text{мин}$, и восполнения потерь воздуха на возможных неплотностях воздухоподводящей трассы, которые по данным практики составляют 10—25% от $V_{\text{конв}}$. Следовательно, производительность воздуходувки

$$V_{\text{возд}} = (1,10 \div 1,25) V_{\text{конв}} \text{ м}^3/\text{мин}. \quad (305)$$

Давление дутья, создаваемое воздуходувкой $p_{\text{возд}}$, должно на 10—20% превышать давление на коллекторе p_1 :

$$p_{\text{возд}} = (1,10 \div 1,20) p_1 \text{ кг/см}^2. \quad (306)$$

Средние теплоемкости для воздуха и газов

Температура, °C	Средние теплоемкости, ккал/(м³·град)									
	CO ₂	N ₂	O ₂	H ₂ O	Воздух сухой	CO	H ₂	H ₂ S	CH ₄	C ₂ H ₄
0	0,3870	0,3083	0,3123	0,3562	0,3107	0,311	0,305	0,362	0,374	0,422
100	0,4108	0,3108	1,3151	0,3587	0,3117	0,311	0,308	0,368	0,395	0,503
200	0,4318	0,3112	0,3193	0,3624	0,3128	0,313	0,310	0,376	0,422	0,556
300	0,4492	0,3124	0,3244	0,3673	0,3148	0,316	0,311	0,384	0,452	0,604
400	0,4642	0,3146	0,3295	0,3724	0,3177	0,318	0,311	0,393	0,483	0,650
500	0,4885	0,3175	0,3345	0,3781	0,3210	0,321	0,312	0,402	0,512	0,691
600	0,4918	0,3205	0,3380	0,3840	0,3244	0,325	0,313	0,411	0,542	0,728
700	0,5034	0,3237	0,3432	0,3902	0,3278	0,328	0,314	0,420	0,569	0,762
800	0,5139	3,3268	0,3470	0,3965	0,3301	0,332	0,315	0,429	0,596	0,798
900	0,5234	0,3300	0,3502	0,4028	0,3342	0,335	0,316	0,437	0,620	0,824
1000	0,5318	0,3329	0,3535	0,4092	0,3372	0,338	0,317	0,445	0,664	0,852
1100	0,5396	0,3357	0,3567	0,4155	0,3400	0,341	0,319	0,452	0,665	—
1200	0,5466	0,3383	0,3598	0,4217	0,3426	0,344	0,321	0,459	0,686	—
1300	0,5531	0,3413	0,3612	0,4277	0,3452	0,346	0,323	0,465	—	—
1400	0,5590	0,3433	0,3635	0,4335	0,3475	0,349	0,325	0,471	—	—
1500	0,5645	0,3456	0,3657	0,4392	0,3497	0,351	0,327	0,477	—	—
1600	0,5696	0,3476	0,3678	0,4447	0,3518	0,353	0,329	—	—	—
1700	0,5742	0,3493	0,3698	0,4500	0,3537	0,355	0,331	—	—	—
1800	0,5786	0,3512	0,3716	0,4551	0,3556	0,357	0,333	—	—	—
1900	0,5826	0,3530	0,3735	0,4598	0,3573	0,358	0,334	—	—	—
2000	0,5864	0,3547	0,3753	0,4645	0,3590	0,360	0,336	—	—	—
2100	0,5899	0,3562	0,3760	0,4689	0,3605	0,361	0,338	—	—	—
2200	0,5932	0,3578	0,3786	0,4732	0,3624	0,363	0,340	—	—	—
2300	0,5964	0,3590	0,3803	0,4773	0,3635	0,364	0,342	—	—	—
2400	0,5994	0,3603	0,3819	0,4812	0,3648	0,365	0,343	—	—	—
2500	0,6022	0,3617	0,3835	0,4850	0,3664	0,366	0,345	—	—	—

ПРИЛОЖЕНИЕ II

Энтальпия 1 м³ воздуха и газов при различных температурах и постоянном давлении 760 мм рт. ст.

Температура °C	Энтальпия 1 м³ воздуха и газов, ккал/м³				
	CO ₂	N ₂	O ₂	H ₂ O	воздух сухой
100	41,08	31,08	31,51	35,87	31,17
200	86,38	62,24	63,86	72,48	62,56
300	134,76	93,72	97,32	110,19	94,44
400	185,68	125,84	131,80	148,96	127,08
500	239,26	158,75	167,25	189,05	160,50
600	295,38	192,30	203,40	230,40	194,64
700	352,38	224,59	240,24	273,14	229,46

Температура °C	Энтальпия 1 м ³ воздуха и газов, ккал/м ³				
	CO ₂	N ₂	O ₂	H ₂ O	воздух сухой
800	410,52	261,44	277,60	317,20	264,88
900	471,06	297,00	315,18	362,52	300,78
1000	531,80	332,90	353,50	409,20	337,20
1100	593,56	369,27	391,93	457,05	374,00
1200	655,92	405,96	430,56	506,04	411,12
1300	719,03	443,69	469,56	556,01	448,86
1400	782,60	480,62	508,70	606,70	486,50
1500	846,75	518,40	548,55	658,80	524,55
1600	911,36	556,16	588,48	711,52	562,88
1700	976,14	593,81	628,66	765,00	601,29
1800	1041,48	632,16	668,88	819,18	640,08
1900	1106,94	670,70	709,65	873,62	678,87
2000	1172,80	709,40	750,60	929,00	718,00
2100	1238,79	748,02	791,70	984,69	757,05
2200	1305,04	787,16	832,92	1041,01	797,28
2300	1371,72	825,70	874,69	1097,79	836,05
2400	1438,56	864,72	916,56	1154,88	875,52
2500	1505,50	904,25	958,75	1212,50	916,00

Температура °C	Энтальпия 1 м ³ воздуха и газов, ккал/м ³				
	CO	H ₂	H ₂ S	CH ₄	C ₂ H ₄
100	31,10	30,80	36,80	39,50	50,30
200	62,60	62,00	75,20	84,40	111,20
300	94,50	93,30	115,20	135,60	181,20
400	127,20	124,40	157,20	193,20	260,00
500	160,50	156,00	201,00	235,20	345,50
600	195,00	187,80	246,60	256,00	436,80
700	229,60	219,80	294,00	398,30	533,40
800	265,60	252,00	343,20	476,80	638,40
900	301,50	284,40	393,30	558,00	741,60
1000	338,00	317,00	445,00	644,00	852,00
1100	375,10	350,90	497,20	731,50	—
1200	412,80	385,20	550,80	823,20	—
1300	449,80	419,90	604,50	—	—
1400	488,60	455,00	659,40	—	—
1500	525,50	480,50	715,50	—	—
1600	564,80	526,40	—	—	—
1700	603,50	562,70	—	—	—
1800	642,60	599,40	—	—	—
1900	680,20	634,60	—	—	—
2000	720,00	672,00	—	—	—
2100	158,10	709,80	—	—	—
2200	798,60	748,00	—	—	—
2300	837,20	786,60	—	—	—
2400	876,00	825,60	—	—	—
2500	917,36	865,00	—	—	—

ПРИЛОЖЕНИЕ III

Физические параметры для дымовых газов 13% CO₂; 11% H₂O; 76% N₂
при 760 мм рт. ст.

Температура, °C	C_p , ккал/(кг·град)	λ , ккал/(м·ч·град) × × 10 ⁻²	a , м ² /ч·10 ⁻²	$\gamma = \rho g$, кг/м ³ ($g = 9,81$ м/сек ²)	ν , м ² /сек·10 ⁻⁶	Pr
0	0,249	1,96	6,08	1,295	12,20	0,72
100	0,255	2,69	11,10	0,950	21,54	0,69
200	0,252	3,45	17,60	0,748	32,80	0,67
300	0,268	4,16	25,16	0,617	45,81	0,65
400	0,275	4,90	33,94	0,525	60,38	0,64
500	0,283	5,64	43,61	0,457	76,30	0,63
600	0,290	6,38	54,32	0,405	93,61	0,62
700	0,296	7,11	66,17	0,363	112,1	0,61
800	0,302	7,87	79,09	0,3295	131,8	0,60
900	0,308	8,61	92,87	0,301	152,5	0,59
1000	0,312	9,37	109,21	0,275	174,3	0,58
1100	0,316	10,10	124,37	0,257	197,1	0,57
1200	0,320	10,85	141,27	0,240	221,0	0,56

ПРИЛОЖЕНИЕ IV

Физические параметры для сухого воздуха при 760 мм рт. ст.

Температура, °C	γ , кг/м ³	λ , ккал/(м·ч·град) × × 10 ⁻²	a , м ² /ч·10 ⁻²	ν , м ² /сек·10 ⁻⁶	Pr
0	1,293	2,10	6,77	13,28	0,707
50	1,093	2,43	9,26	17,95	0,698
100	0,946	2,76	12,11	23,13	0,688
150	0,846	3,07	15,30	28,99	0,684
200	0,746	3,38	18,49	34,85	0,680
250	0,674	3,67	21,96	40,61	0,677
300	0,615	3,96	25,76	48,33	0,674
350	0,566	4,22	29,47	55,46	0,676
400	0,524	4,48	33,52	63,09	0,678
500	0,456	4,94	41,51	79,38	0,687
600	0,404	5,35	49,78	96,89	0,699
700	0,362	5,77	58,82	115,4	0,706
800	0,329	6,17	67,95	134,8	0,713
900	0,301	6,56	77,84	155,1	0,717
1000	0,277	6,94	88,53	177,1	0,719
1100	0,257	7,31	99,45	199,3	0,722
1200	0,239	7,87	113,94	233,7	0,724

Значения $(1 + \beta t)$ и $\left(\frac{1}{1 + \beta t}\right)$

$t, ^\circ\text{C}$	$1 + \beta t$	$\frac{1}{1 + \beta t}$	$t, ^\circ\text{C}$	$1 + \beta t$	$\frac{1}{1 + \beta t}$
50	1,18	0,847	1300	5,76	0,173
100	1,37	0,730	1350	5,95	0,168
150	1,55	0,645	1400	6,13	0,163
200	1,73	0,578	1450	6,31	0,158
250	1,92	0,521	1500	6,49	0,154
300	2,10	0,476	1550	6,68	0,150
350	2,28	0,438	1600	6,86	0,146
400	2,47	0,405	1650	7,04	0,142
450	2,65	0,377	1700	7,23	0,138
500	2,83	0,353	1750	7,41	0,135
550	3,01	0,333	1800	7,59	0,132
600	3,20	0,312	1850	7,78	0,129
650	3,38	0,296	1900	7,96	0,126
700	3,56	0,281	1950	8,14	0,123
750	3,75	0,267	2000	8,33	0,120
800	3,93	0,254	2050	8,51	0,117
850	4,11	0,243	2100	8,69	0,115
900	4,30	0,233	2150	8,88	0,113
950	4,48	0,223	2200	9,06	0,110
1000	4,66	0,214	2250	9,24	0,108
1050	4,85	0,206	2300	9,43	0,106
1100	5,03	0,199	2350	9,61	0,104
1150	5,21	0,192	2400	9,79	0,102
1200	5,40	0,185	2450	9,97	0,100
1250	5,58	0,179	2500	10,16	0,098

Значения $\left(\frac{T}{100}\right)^4 = \left(\frac{t + 273}{100}\right)^4$

$t, ^\circ\text{C}$	$\left(\frac{T}{100}\right)^4$						
0	55,55	30	84,29	60	122,96	90	173,64
10	64,15	40	95,98	70	138,41	100	193,57
20	73,70	50	108,84	80	155,27	110	215,2

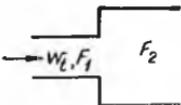
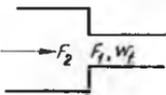
$t, ^\circ\text{C}$	$\left(\frac{T}{100}\right)^4$						
120	238,5	540	4 369	960	23 112	1380	74 660
130	263,8	550	4 588	970	23 872	1390	76 480
140	290,2	560	4 815	980	24 649	1400	78 340
150	320,2	570	5 040	990	25 445	1410	80 230
160	351,5	580	5 294	1000	26 262	1420	82 160
170	385,1	590	5 547	1010	27 097	1430	84 110
180	421,1	600	5 808	1020	27 951	1440	86 110
190	459,5	610	6 079	1030	28 824	1450	88 140
200	500,5	620	6 359	1040	29 719	1460	90 200
210	544,3	630	6 649	1050	30 637	1470	92 300
220	590,8	640	6 948	1060	31 573	1480	94 430
230	640,2	650	7 258	1070	32 533	1490	96 610
240	692,2	660	7 577	1080	33 512	1500	98 816
250	748,2	670	7 908	1090	34 515	1510	101 060
260	807,1	680	8 248	1100	35 537	1520	103 350
270	869,4	690	8 600	1110	36 583	1530	105 680
280	935,2	700	8 963	1120	37 653	1540	108 040
290	1004,7	710	9 337	1130	38 747	1550	110 450
300	1078,0	720	9 723	1140	39 862	1560	112 890
310	1155,3	730	10 120	1150	41 005	1570	115 380
320	1236,5	740	10 530	1160	42 170	1580	117 900
330	1322,1	750	10 953	1170	43 359	1590	120 460
340	1412,0	760	11 387	1180	44 574	1600	123 070
350	1506,5	770	11 834	1190	45 810	1610	125 730
360	1605,5	780	12 295	1200	47 080	1620	128 410
370	1709,4	790	12 768	1210	48 370	1630	131 150
380	1818,2	800	13 256	1220	49 690	1640	133 940
390	1932,2	810	13 757	1230	51 030	1650	136 750
400	2052	820	14 272	1240	52 400	1660	139 610
410	2176	830	14 802	1250	53 800	1670	142 520
420	2306	840	15 347	1260	55 230	1680	145 480
430	2443	850	15 903	1270	56 690	1690	148 480
440	2584	860	16 479	1280	58 170	1700	151 540
450	2733	870	17 069	1290	59 680	1710	154 630
460	2887	880	17 673	1300	61 220	1720	157 780
470	3048	890	18 294	1310	62 790	1730	160 960
480	3215	900	18 933	1320	64 400	1740	164 200
490	3389	910	19 585	1330	66 030	1750	167 500
500	3570	920	20 256	1340	67 690	1760	170 830
510	3759	930	20 945	1350	69 390	1770	174 210
520	3954	940	21 650	1360	71 120	1780	177 650
530	4158	950	22 373	1370	72 870	1790	181 140
						1800	184 670

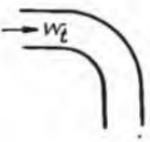
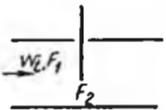
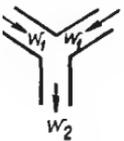
Характеристика дымососов Барнаульского котельного завода с двусторонним подводом газов

Тип дымососа	Параметры при максимальном к. п. д., равном 0,7			
	производительность, тыс. м ³ /ч	напор, мм вод. ст.	потребляемая мощность, квт	число оборотов дымососа, об/мин
Д-21,5×2	242	300	282	580
	305	470	558	730
Д-15,5×2	80	153	48	580
	105	240	98	730
Д-13,5×2	60	113	26	580
	75	178	54	730
	101	316	125	970

Примечание. Значения полного давления и мощности приведены к температуре газов 200° С и давлению $p = 760$ мм рт. ст.

Значение коэффициентов местных сопротивлений K

Сопротивление	Эскиз	K	Скорость, к которой относится K	Примечание
Внезапное расширение		$\left(1 - \frac{F_1}{F_2}\right)^2$	w_2	При $F_2 = \infty$ $K = 1$
Внезапное сужение		$0,5 \left(1 - \frac{F_1}{F_2}\right)^2$	w_2	—

Сопrotивление	Эскиз	K	Скорость, к которой относится K	Примечание
Резкий поворот на 90°		1,5—2,0	ω_1	Меньшее значение K для круглых и квадратных каналов, а большее— для щелевидных
Плавный поворот на 90°		0,4—1,0	ω_1	То же
Ниша		0,1—1,0	ω_1	—
Шибер		$\left(\frac{F_1}{0,7F_2} - 1 \right)^2$	ω_1	—
Слияние под углом 90°		При $\omega_1 = \omega_2$ $K = 1,5$	ω_1	—
Разветвление под углом 90°		При $\omega_1 = \omega_2$ $K = 1,0$	ω_1	—

ЛИТЕРАТУРА

- Арсеев А. В. Сжигание природного газа. Металлургиздат, 1963.
- Базилевич С. В. и др. Методы экспериментального исследования доменного процесса. Metallurgizdat, 1960.
- Бельский В. И. и др. Строительство промышленных печей. Госстройиздат, 1953.
- Бродянский В. М. и др. Производство кислорода. Metallurgizdat, 1960.
- Баптизманский В. И. Механизм и кинетика процессов в конвертерной ванне. Metallurgizdat, 1960.
- Будрин Д. В. и др. Metallургические печи, ч. I. Metallurgizdat, 1963.
- Будников П. П. и др. Технология керамики и огнеупоров. Госстройиздат, 1962.
- Вайнберг А. М. Индукционные плавильные печи. Госэнергоиздат, 1960.
- Ващенко А. И. и др. Metallургические печи, ч. II. Изд-во «Metallургия», 1964.
- Высокочастотная электротермия, Справочник, под ред. А. В. Донского. Изд-во «Машиностроение», 1965.
- Глишков М. А., Основы общей теории печей. Metallurgizdat, 1962.
- Гольдфарб Э. М. и др. Расчеты нагревательных печей. Гостехиздат, 1958.
- Грум-Гржимайло В. Е., Пламенные печи. Изд. Всесоюзного тепло-технического института, 1925.
- Гребер Г. и др. Основы учения о теплообмене, перев. с нем. ИЛ, 1958.
- Диомидовский Д. А. Печи цветной металлургии. Metallurgizdat, 1956.
- Диомидовский Д. А. Metallургические печи, Metallurgizdat, 1961.
- Диомидовский Д. А. и др. Расчеты пиропроцессов и печей цветной металлургии. Metallurgizdat, 1963.
- Диомидовский Д. А. Контроль и автоматизация процессов в цветной металлургии. Изд-во «Metallургия», ч. I, 1965; ч. II, 1967.
- Диомидовский Д. А. Записки Ленинградского горного института, 1966, т. XLVI, вып. 3, с. 78—83.
- Донской А. В. и др. Электротермия. Госэнергоиздат, 1961.
- Есин О. А. и др. Физическая химия пирометаллургических процессов, Изд-во «Metallургия», ч. I, 1962; ч. II, 1966.
- Кацевич Л. С. Расчет и конструирование электрических печей. Госэнергоиздат, 1959, ВНИИЭМ, 1964.
- Китаев Б. И. и др. Теплообмен в шахтных печах. Metallurgizdat, 1957.
- Кнорре Г. Ф. и др. Теория топочных процессов. Изд-во «Энергия», 1966.
- Кутателадзе С. С. и др. Справочник по теплопередаче. Госэнергоиздат, 1959.
- Лавров Н. В. Физико-химические основы горения и газификации топлива. Metallurgizdat, 1957.
- Линчевский В. П. Топливо и его сжигание. Metallurgizdat, 1959.

Материалы совещания по вопросам работы печей цветной металлургии и развития пирометаллургических процессов, НТО цветной металлургии, 1957.

Мак Адамс В. Х. Теплопередача, перев. с англ. Металлургиздат, 1961.

Микулинский А. С. Процессы рудной электротермии. Изд-во «Металлургия», 1966.

Миткалинный В. И. и др. Металлургические печи. Атлас «Металлургия», 1964.

Миткалинный В. И. Струйное движение газов в печах. Металлургиздат, 1961.

Михеев М. А. Основы теплопередачи. Госэнергоиздат, 1956.

Невский А. С. Теплообмен излучением в металлургических печах и топках котлов. Металлургиздат, 1958.

Некрасова Н. М. и др. Промышленные электротермические установки. Госэнергоиздат, 1961.

Опыт переработки медных концентратов в отражательных печах. Цветная металлургия. Цветметинформация, 1965.

Основы металлургии. Металлургиздат, т. I, 1961; т. II, 1962; т. III, 1963; т. IV, 1967.

Производство цветных металлов в капиталистических странах. Цветная металлургия. Цветметинформация, 1964.

Равич М. Б. и др. Металлургическое топливо. Справочник, Изд-во «Металлургия», 1965.

Рафалович И. М. Природный газ как топливо для металлургических печей. Металлургиздат, 1961.

Резняков А. Б. Метод подобия. Изд-во АН КазССР, 1959.

Свенчанский А. Д. и др. Автоматическое регулирование электрических печей. Изд-во «Энергия», 1965.

Семикин И. Д. и др. Топливо и топливное хозяйство металлургических заводов. Изд-во «Металлургия», 1965.

Серебряный Я. Л. Электроплавка медно-никелевых руд и концентратов. Изд-во «Металлургия», 1965.

Смеляиский М. Я. и др. Дуговые вакуумные печи и электронные плавильные установки. Металлургиздат, 1962.

Смирнов В. И. и др. Металлургия меди, никеля, кобальта, Изд-во «Металлургия», ч. I, 1964; ч. II, 1966.

Сыромятников Н. И. и др. Процессы в кипящем слое. Металлургиздат, 1959.

Теория и практика работы современных промышленных печей. Материалы к научно-технической конференции, под ред. М. М. Эфроса. Госэнергоиздат, 1963.

Тринкс В. Промышленные печи, т. II, перев. с англ. Металлургиздат, 1961.

Фарбман С. А. и др. Индукционные печи. Металлургиздат, 1958.

Флаксерман Ю. Н. Диаграммы расчета горения топлив в СССР, Госэнергоиздат, 1961.

Честерс Д. Х. Огнеупоры в сталеплавильном производстве, перев. с англ. Металлургиздат, 1961.

Шак А. Промышленная теплопередача, перев. с нем. Металлургиздат, 1961.

Шалыгин Л. М. Конвертерный передел в цветной металлургии. Изд-во «Металлургия», 1965.

Эккерт Э. Р. и др. Теория тепло- и массообмена, перев. с англ. Госэнергоиздат, 1961.

ДИОМИДОВСКИЙ Дмитрий Александрович

**МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПЕЧИ
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ**



Редактор издательства **М. С. Архангельская**

Технический редактор **В. В. Баталова**

Переплет художника **В. З. Казакевича**