

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ «МЭИ»

В.М. Супранов

**ПЫЛЕПРИГОТОВИТЕЛЬНЫЕ
УСТАНОВКИ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ
И ИХ РАСЧЕТ**

Учебное пособие

по курсу

«Технология сжигания органических топлив»
для студентов, обучающихся по направлению
«Энергетическое машиностроение»

Москва
Издательство МЭИ
2021

УДК 621.18
ББК 31.16
С 899

*Утверждено учебным управлением НИУ «МЭИ»
в качестве учебного издания*

Подготовлено на кафедре моделирования и проектирования
энергетических установок

Рецензенты: А.Н. Тугов, докт. техн. наук, зав. отд. парогенераторов и топочных устройств ОАО «ВТИ»;
П.В. Росляков, докт. техн. наук, проф. НИУ «МЭИ»

Супранов, В.М.

С 899 Пылеприготовительные установки электростанций и их расчет: учеб. пособие / В.М. Супранов. – М.: Издательство МЭИ, 2021. – 148 с.

ISBN 978-5-7046-2376-2

Рассматриваются конструкции углеразмольных мельниц и состав оборудования систем пылеприготовления, выбор типа мельниц и пылесистем для энергетических котлов, подбор типоразмера мельницы из стандартного ряда, проведение теплового расчета системы пылеприготовления и расчета воздушного баланса топки. Приводятся основные положения совместного расчета топок, котлов и пылесистем.

Для студентов, обучающихся по направлению 13.03.03 «Энергетическое машиностроение» профилю подготовки «Котлы, камеры сгорания и парогенераторы АЭС». Может быть полезно и для магистрантов, обучающихся по направлению 13.04.03 «Энергетическое машиностроение» магистерской программы «Энергетические установки на органическом и ядерном топливе».

**УДК 621.18
ББК 31.16**

ISBN 978-5-7046-2376-2

© Национальный исследовательский
университет «МЭИ», 2021

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ.....	6
1.1. Закон Риттингера, коэффициент размолоспособности топлива.....	6
1.2. Фракционный состав пыли и оптимальная тонкость помола...	8
1.3. Влажность пыли.....	11
1.4. Взрываемость угольной пыли и оценка взрывобезопасности топлива.....	12
2. УГЛЕРАЗМОЛЬНЫЕ МЕЛЬНИЦЫ.....	17
2.1. Классификация и типы углеразмольных мельниц.....	17
2.2. Шаровые барабанные мельницы.....	18
2.3. Молотковые мельницы.....	21
2.4. Среднеходные мельницы.....	28
2.5. Мельницы-вентиляторы.....	36
3. ВЫБОР ТИПА И ТИПОРАЗМЕРА МЕЛЬНИЦЫ.....	43
3.1. Выбор типа мельницы.....	43
3.2. Выбор количества мельниц на котел, определение рекомендуемой производительности мельницы.....	44
3.3. Выбор типоразмера ШБМ.....	46
3.4. Выбор типоразмера ММ.....	51
3.5. Выбор типоразмера МВС.....	56
3.6. Выбор типоразмера М-В типа <i>N</i>	58
4. СИСТЕМЫ ПЫЛЕПРИГОТОВЛЕНИЯ.....	61
4.1. Классификация систем пылеприготовления.....	61
4.2. Пылесистемы с прямым вдуванием.....	64
4.3. Пылесистемы с промежуточным бункером пыли.....	68
4.4. Пылесистемы с пылепроводами высокой концентрации.....	75
5. ВЫБОР ТИПА ПЫЛЕСИСТЕМЫ И ЕЕ ТЕПЛОВОЙ РАСЧЕТ...	78
5.1. Выбор типа системы пылеприготовления.....	78
5.2. Материальный и тепловой баланс пылесистемы.....	81
5.3. Сушильная и размольная производительность пылесистемы и ее тепловой расчет.....	85
6. РАСЧЕТ ВОЗДУШНОГО БАЛАНСА ТОПКИ.....	91
6.1. Подготовка воздуха к реагированию.....	91
6.2. Уравнение воздушного баланса топки.....	93

6.3. Воздушный баланс топки, укомплектованной СМС с прямым вдуванием.....	95
6.4. Воздушный баланс топки, укомплектованной СМС с мельницами-вентиляторами и пылеконцентраторами.....	97
6.5. Воздушный баланс топки, укомплектованной СМС с промбункером и транспортировкой пыли СА.....	100
6.6. Воздушный баланс топки, укомплектованной СМС с промбункером и транспортировкой пыли воздухом.....	101
7. СОВМЕСТНЫЙ РАСЧЕТ ТОПОК, КОТЛОВ И ПЫЛЕСИСТЕМ ПРИ ПОМОЩИ СОВРЕМЕННЫХ ПРОГРАММ.....	105
7.1. Общие сведения.....	105
7.2. Назначение программ «Boiler Designer» и «Stoker», их устаревшие аналоги.....	105
7.3. Необходимость совместных расчетов топки, котла и систем пылеприготовления.....	106
7.4. Особенности проведения совместных расчетов топки, котла и пылесистем и некоторые результаты таких расчетов.....	109
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	112
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	113
ПРИЛОЖЕНИЕ.....	114

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время в России в эксплуатации находятся 116 пылеугольных энергоблоков мощностью 150–800 МВт и значительное число котлов паропроизводительностью 160–420 т/ч, работающих на твердом топливе. Большая часть этого оборудования отработала 35–40 лет, морально устарела, и по экономическим и экологическим показателям не соответствует современным требованиям. Предстоящее техническое перевооружение в отрасли будет неразрывно связано как с созданием новых мощностей, так и с реконструкцией действующих. Важную роль в этом будут иметь вопросы, связанные с подготовкой топлива к сжиганию в системах пылеприготовления (синонимы: пылесистемы, сушильно-мельничные системы) в которых происходит сушка и размол топлива до пылевидного состояния в специальных мельницах. А для решения этих вопросов необходимо провести ряд расчетов оборудования пылесистем согласовано с расчетами топки и котла в целом.

Материал, изложенный в учебном пособии, составляет примерно 80% от содержания курса «Технология сжигания органических топлив», который изучают в НИУ «МЭИ» студенты по профилю бакалаврской подготовки «Котлы, камеры сгорания и парогенераторы АЭС» в седьмом семестре. От глубины усвоения этого материала во многом зависит результативность обучения по курсу «Паровые котлы» в восьмом семестре. Обе дисциплины имеют продолжение в магистратуре, где предусмотрено выполнение курсовых проектов и проводятся совместные расчеты котлов и пылесистем. Основные положения совместного расчета топок, котлов и систем пылеприготовления тоже рассматриваются в книге.

Для проведения расчетов приходится использовать нормативные материалы, которые не обновлялись уже очень давно. Поэтому при работе над этой книгой автор использовал опыт своего многолетнего преподавания в МЭИ дисциплин «Технология сжигания органических топлив» и «Паровые котлы», «Программные средства теплового расчета котельных установок», опыт 10-летней работы по совместительству в ОАО «ЗИОМАР» и АО «Машиностроительный завод «ЗиО-Подольск», а также опыт, накопленный при работе с другими организациями. Пособие подготовлено на основе электронного учебно-методического комплекса по курсу «Технология сжигания органических топлив». По сути, оно уже прошло апробацию в учебном процессе, которая показала, что студенты хорошо воспринимают такую подачу материала.

По умолчанию в тексте пособия используется система единиц, принятая в нормах [1]. Там, где используется информация из других источников, указываются размерности параметров.

Автор благодарен рецензентам Андрею Николаевичу Тугову и Павлу Васильевичу Рослякову за ценные советы и замечания.

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

1.1. Закон Риттингера, коэффициент размолоспособности топлива

Процесс размола топлива описывается законом Риттингера:

$$\mathcal{E}_{\text{рзм}} = A \cdot F_{\text{обр}}. \quad (1.1)$$

Здесь $\mathcal{E}_{\text{рзм}}$ – действительный удельный расход электроэнергии на размол 1 т топлива, кВт·ч/т; $F_{\text{обр}}$ – величина образовавшейся в процессе размола новой поверхности, м²/т; A – коэффициент пропорциональности, кВт·ч/м², характеризующий твердость материала и совершенство процесса размола.

Величина образовавшейся новой поверхности есть разница между поверхностью пыли и дробленки:

$$F_{\text{обр}} = F_{\text{пл}} - F_{\text{др}}. \quad (1.2)$$

Она является абсолютной мерой тонкости размола. В действительности $F_{\text{пл}} \gg F_{\text{др}}$, поэтому при тонком размоле можно считать, что $F_{\text{обр}} \approx F_{\text{пл}}$.

Расход электроэнергии собственно на измельчение, т.е. теоретический расход:

$$\mathcal{E}_{\text{теор}} = \sigma_{\text{теор}} \cdot F_{\text{обр}}. \quad (1.3)$$

где $\sigma_{\text{теор}}$ – энергия поверхностного натяжения, кВт·ч/м², т.е. количество энергии, требующееся на образование 1 м² новой поверхности. Величина $\sigma_{\text{теор}}$ – это абсолютная мера твердости измельчаемого материала. Так как для реальных мельниц $A \gg \sigma_{\text{теор}}$, то и действительные затраты на размол значительно больше теоретического значения: $\mathcal{E}_{\text{рзм}} \gg \mathcal{E}_{\text{теор}}$.

КПД процесса размола характеризуется соотношением:

$$\eta_{\text{рзм}} = \frac{\mathcal{E}_{\text{теор}}}{\mathcal{E}_{\text{рзм}}} = \frac{\sigma_{\text{теор}}}{A}. \quad (1.4)$$

Из формулы (1.4) следует, что $A = \sigma_{\text{теор}} / \eta_{\text{рзм}}$. Поэтому можно записать развернутую формулу закона Риттингера:

$$\mathcal{E}_{\text{рзм}} = \frac{\sigma_{\text{теор}}}{\eta_{\text{рзм}}} \cdot F_{\text{обр}}. \quad (1.5)$$

Это значит, что удельный расход электроэнергии на размол прямо пропорционален твердости материала и величине вновь образовавшейся поверхности и обратно пропорционален КПД процесса размола.

В связи с трудностями определения значений $\sigma_{\text{теор}}$ и $\eta_{\text{рзм}}$ оказалось невозможным использовать формулу (1.5) в практических целях. Поэтому ввели понятие об относительном лабораторном коэффициенте размолоспособности $K_{\text{ло}}$.

Относительный лабораторный коэффициент размолоспособности $K_{\text{ло}}$ характеризует сопротивляемость топлива размолу. $K_{\text{ло}}$ – это отношение удельных расходов электроэнергии при размоле в стандартной лабораторной мельнице для эталонного и исследуемого i -го топлива при условии, что оба топлива размалывают при влажности воздушно-сухого состояния от одинаковой начальной размера дробленки до одинаковой тонкости помола:

$$K_{\text{ло}} = \frac{\left(\mathcal{E}_{\text{рзм}}\right)_{\text{эт}}}{\left(\mathcal{E}_{\text{рзм}}\right)_i}. \quad (1.6)$$

Для достижения влажности воздушно-сухого состояния дробленку необходимо рассыпать тонким слоем и выдержать при комнатной температуре в течении суток.

Известны 4 методики определения $K_{\text{ло}}$: методика ВТИ, методика ЦКТИ, методика Американского горного бюро и методика Хардгроу. Они отличаются условиями проведения исследования.

За рубежом чаще используются значения $K_{\text{ло}}$, определенные по методике Хардгроу. В нормативных материалах по расчету и проектированию систем пылеприготовления [1] используются значения $K_{\text{ло}}$, определенные по методике ВТИ. Ниже это подразумевается по умолчанию. В [1] есть номограмма для перевода $K_{\text{ло}}$ из одной шкалы в остальные.

Значения $K_{\text{ло}}$ для большинства российских углей представлены в табл. 1.1, [1] и в Приложении 1. Условно по сопротивляемости размолу выделяются 3 группы топлива. Если $K_{\text{ло}} < 1,15$, топливо трудноразмалываемое. Если $K_{\text{ло}} \in [1,15; 1,4]$, топливо обладает средней сопротивляемостью размолу. Если же $K_{\text{ло}} > 1,4$, топливо легко размалываемое.

Контрольные вопросы и задания

1. Что такое величина вновь образовавшейся поверхности?
2. Сформулируйте закон Риттингера.
3. Что такое относительный лабораторный коэффициент размолоспособности?
4. Что такое влажность воздушно-сухого состояния?
5. На какие группы делятся угли в зависимости от величины $K_{\text{ло}}$?

1.2. Фракционный состав пыли и оптимальная тонкость помола

Тонкость помола определяют рассевом пробы пыли массой около 50 г в течении 20 мин на рассевочной машине, оснащенной набором из 8÷10 сит. Рассмотрим для простоты набор из 5 сит (рис. 1.1). Результаты определяют по массовым количествам остатка на первом сите R_{1000} , фракций Φ на промежуточных ситах и прохода через последнее сито D_{50} . Учитывается и потеря тончайшей пыли ΔG в окружающую среду.

Потеря ΔG не должна превышать 2% от массы навески $G_{нав}$. Иначе рассев повторяют. В процентах от $G_{нав}$ можно записать:

$$R_{1000} + \Phi_{500/1000} + \Phi_{200/500} + \Phi_{90/200} + \Phi_{50/90} + D_{50} + \Delta G = 100 \%. \quad (1.7)$$

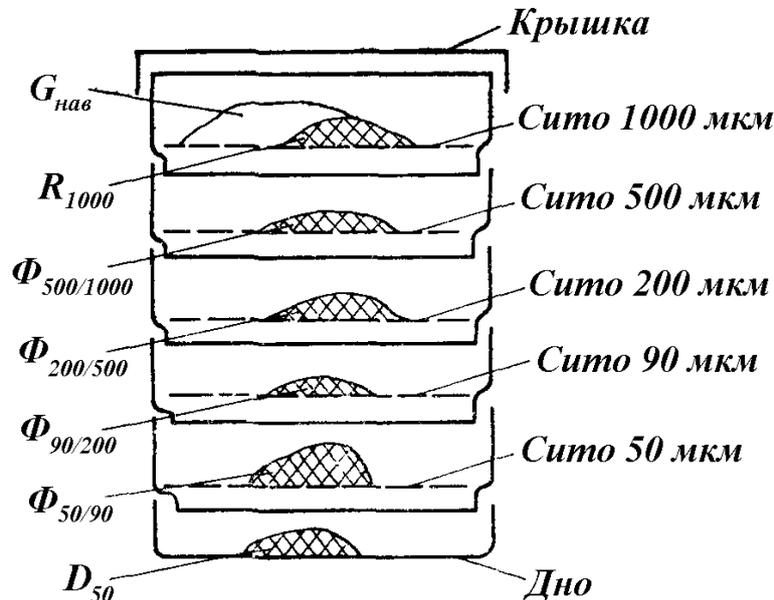


Рис. 1.1. Схема ситового анализа на комплекте из 5 сит

Величина остатка на каком-либо сите определяется массой фракции на этом сите плюс массами фракций на всех вышерасположенных ситах, включая остаток на самом верхнем из них. Например, для нашего комплекта из пяти сит остаток на сите с ячейкой 90 мкм равен:

$$R_{90} = \Phi_{90/200} + \Phi_{200/500} + \Phi_{500/1000} + R_{1000}. \quad (1.8)$$

Проход через это сито определяется так:

$$D_{90} = \Phi_{50/90} + D_{50}. \quad (1.9)$$

Если $\Delta G = 0$, для любого сита справедливо соотношение:

$$R_i + D_i = 100 \%. \quad (1.10)$$

По результатам рассева строится зависимость остатков на соответствующих ситах от размера частиц x , которая называется интегральной зерновой характеристикой (рис. 1.2).

Интегральные зерновые характеристики подчиняются уравнению:

$$R_x = 100 \cdot \exp(-b \cdot x^n), \quad (1.11)$$

которое выражает закон Розина-Рамлера-Шперлинга. Здесь b – коэффициент гранулометрического состава, а n – коэффициент полидисперсности.

Коэффициент гранулометрического состава характеризует тонкость помола: чем больше b , тем пыль тоньше. При $b \rightarrow 0$ $R_x \rightarrow 100\%$, а при $b \rightarrow \infty$ $R_x \rightarrow 0$. Значения коэффициента b на практике изменяются от 4×10^{-3} для грубой пыли до 40×10^{-3} – для тонкой.

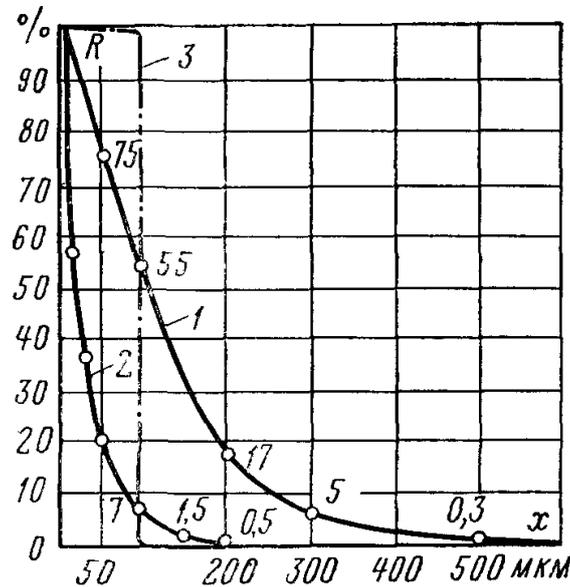


Рис. 1.2. Интегральные зерновые характеристики:

- 1 – грубая пыль бурого угля, полученная при размоле в молотковой мельнице;
- 2 – тонкая пыль АШ, полученная при размоле в шаровой барабанной мельнице;
- 3 – идеальная зерновая характеристика для $x \approx 90$ мкм ($R_{90} = 100\%$)

Коэффициент полидисперсности характеризует структуру пыли с точки зрения равномерности помола. Чем больше n , тем меньше отличаются частицы по размеру друг от друга. В предельном случае, когда все частицы имеют одинаковый размер, пыль называется монодисперсной и характеризуется значением $n = \infty$. Такая идеальная зерновая характеристика для $x \approx 90$ мкм представлена кривой 3 на рис. 1.2.

Оптимальной или экономически выгодной тонкостью помола называется такая величина $R_{90 \text{ЭК}}$, при которой суммарные затраты на

пылеприготовление \mathcal{E}_{III} и от потери топлива с механическим недожогом \mathcal{E}_{q4} достигают минимального значения. Величина \mathcal{E}_{III} определяется суммой затрат электроэнергии на размол и затрат на ремонт мелющих органов. С угрублением пыли, т.е. с ростом R_{90} , значение \mathcal{E}_{III} будет уменьшаться. Но грубая пыль обладает меньшей поверхностью для выхода летучих и большими размерами, поэтому с ростом R_{90} значение \mathcal{E}_{q4} должно возрастать. Очевидно, что функция $\mathcal{E}_{\Sigma} = \mathcal{E}_{\text{III}} + \mathcal{E}_{q4}$ должна иметь минимум, и этот минимум будет наблюдаться в точке $R_{90 \text{ЭК}}$.

Определить $R_{90 \text{ЭК}}$ можно путем проведения совместных испытаний котла и систем пылеприготовления. По результатам этих испытаний нужно построить зависимости, примерный вид которых показан на рис. 1.3, и по ним найти $R_{90 \text{ЭК}}$.

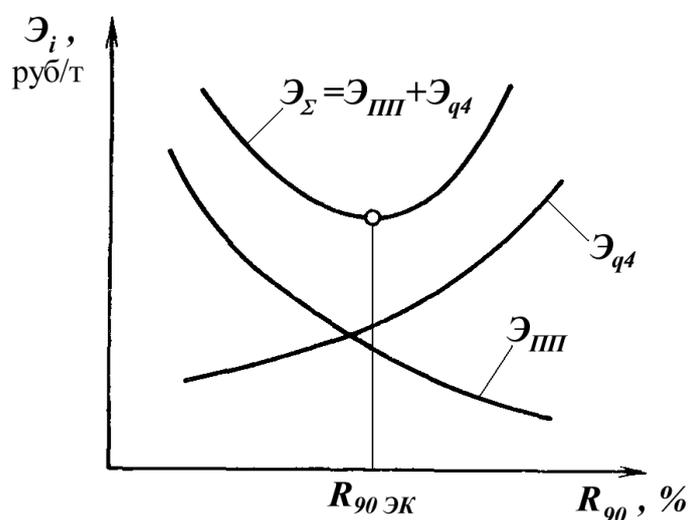


Рис. 1.3. К определению оптимальной тонкости помола

Такие испытания были проведены в широком масштабе, а все полученные результаты — проанализированы и обобщены. В таблице 1.1, [1] и в Приложении 1 приводятся рекомендуемые значения R_{90} для некоторых видов твердого топлива. На величину $R_{90 \text{ЭК}}$ влияют реакционная способность топлива, выражаемая выходом летучих V^{daf} , и коэффициент полидисперсности n . Чем больше V^{daf} , тем больше $R_{90 \text{ЭК}}$. Чем больше значение n , тем равномернее помол, и тем больше $R_{90 \text{ЭК}}$. Значение V^{daf} зависит от вида твердого топлива. Коэффициент полидисперсности зависит от типа мельницы. Поэтому рекомендации по R_{90} для каждого вида топлива приводятся для конкретных типов мельниц.

Контрольные вопросы и задания

1. Как определяют тонкость помола?
2. Чем отличаются фракции пыли от остатков на ситах?
3. Какому закону подчиняются интегральные размольные характеристики? Запишите уравнение и прокомментируйте его.
4. Что такое коэффициент полидисперсности?
5. Как определяется оптимальная тонкость помола?

1.3. Влажность пыли

В системах пылеприготовления пыль подсушивается за счет теплоты сушильного агента (СА) до величины, близкой к гигроскопической влажности топлива $W^{гн}$. Поэтому, как правило, влажность пыли $W^{пл}$ близка к $W^{гн}$.

Подсушка топлива в пылесистемах от начальной влажности W_1 , обычно совпадающей с влажностью на рабочую массу W^r , до $W^{пл}$ целесообразна по следующим причинам.

1. Размол подсушенного топлива протекает более эффективно, так как снижаются потери на упругую деформацию частиц.

2. Чем меньше $W^{пл}$, тем ниже затраты на транспортировку пыли по пылепроводам.

3. Чем меньше $W^{пл}$, тем легче воспламеняется пыль и лучше протекает процесс горения.

Таким образом, сушка топлива в пылесистемах снижает суммарные затраты на размол, пневмотранспорт и потери от механического недожога. С этих позиций, казалось бы, следовало стремиться к как можно меньшим значениям $W^{пл}$.

Однако в табл. 1.1, [1] и в Приложении 1, приведены рекомендуемые значения $W^{пл}$ для некоторых видов твердого топлива. Более глубокая подсушка не допускается по условиям взрывобезопасности, потому что пересушка пыли сверх рекомендуемых значений повышает вероятность взрыва в системе пылеприготовления.

Для антрацитового штыба (АШ) и полуантрацитов влажность пыли принимается ближе к нижнему пределу. Для каменных углей и сланцев при сушке горячим воздухом в пылесистемах с прямым вдуванием – ближе к нижнему пределу. Для бурых углей и торфа – ближе к верхнему пределу. Для каменных углей при сушке горячим воздухом в пылесистемах с промбункером – ближе к верхнему пределу.

Детальные указания по выбору $W^{пл}$ приведены в п. 1.6, [1].

Контрольные вопросы и задания

1. По каким причинам целесообразна подсушка топлива в системах пылеприготовления?
2. Почему размол подсушенного топлива протекает более эффективно?
3. Почему пыль нельзя пересушивать?
4. Значение влажности пыли произвольно выбирается из рекомендуемого диапазона, или с учетом каких-то факторов?

1.4. Взрываемость угольной пыли и оценка взрывобезопасности топлива

Взрыв пыли происходит в результате реагирования выделившихся при нагреве пыли летучих веществ с кислородом среды, в которой находится пыль. При недостаточном содержании O_2 взрыва не происходит. Установлено, что взрыва не будет, если объемная концентрация кислорода меньше:

- 16 % для пыли торфа и сланцев;
- 18 % для пыли бурых углей;
- 19 % для пыли каменных углей.

Наличие инертных примесей, например продуктов сгорания, в среде содержащей пыль снижает концентрацию O_2 и уменьшает опасность взрыва. Помимо содержания кислорода, на взрывоопасность влияют следующие факторы:

1. Выход летучих V^{daf} . Чем больше V^{daf} , тем больше и опасность взрыва.
2. Температура. Чем она больше, тем больше опасность взрыва.
3. Влажность и зольность топлива. Чем больше W^r и A^r , тем меньше опасность взрыва.
4. Влажность пыли. Чем больше $W^{пл}$, тем меньше опасность взрыва.
5. Тонкость помола. Чем меньше R_{90} , тем больше поверхность пыли, она быстрее прогревается и выделяет летучие вещества. Поэтому опасность взрыва возрастает при увеличении тонкости помола.

С учетом всех этих факторов были разработаны «Правила взрывобезопасности топливоподачи и установок для приготовления и сжигания пылевидного топлива», [2].

Для повышения взрывобезопасности пылесистем могут быть приняты следующие меры.

1. Установка взрывных клапанов.
2. Применение газовой или газо-воздушной сушки топлива. При этом концентрация кислорода в СА должна быть ниже предельной.
3. Наиболее ответственные элементы выполняются повышенной прочности. Это затратный путь, поэтому его применение ограничено.
4. При проектировании пылесистем стремятся к уменьшению их объема. Ведь чем больше объем взрывоопасной смеси, тем серьезнее последствия взрыва.

Простейший взрывной клапан представляет собой трубу большого диаметра, приваренную к стенке элемента пылесистемы. Конец трубы (рис. 1.4) отводится в безопасное место, недоступное для людей.

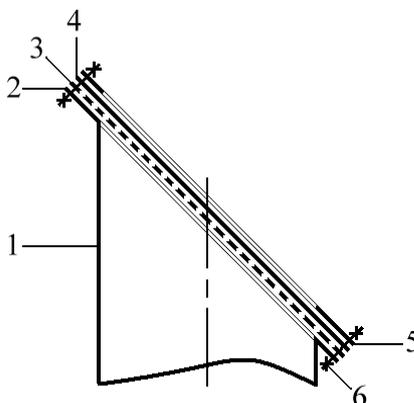


Рис. 1.4. Простейший взрывной клапан:

- 1 – труба большого диаметра; 2 – фланец на конце трубы;
3 – стальная сетка-рабица; 4 – металлическая фольга;
5 – ответный кольцевой фланец; 6 – болтовые соединения

На конце трубы при помощи фланцев и болтов закреплены сетка-рабица и кусок металлической фольги. Сетка препятствует провисанию фольги. Принцип действия клапана основан на том, что при взрыве происходит разрыв фольги, а остальное оборудование пылесистемы остается невредимым. Существует методика расчета взрывных клапанов, а места их установки регламентируются. Применяются и более сложные, не разрушающиеся, взрывные клапаны, которые в обычных условиях плотно закрыты, а при взрыве открываются, обеспечивая снижение давления и отсутствие повреждений.

Оценка взрывоопасности топлива весьма важна при выборе системы пылеприготовления, состава сушильного агента и его температуры. В свою очередь эти решения определяют расход продуктов сгорания в га-

зоходах котла, температурный уровень работы поверхностей нагрева и могут оказать существенное влияние на тепловую схему котла.

Для оценки взрывоопасных свойств используется критерий взрываемости K_T . При отсутствии экспериментальных данных по K_T его можно определить по формулам. Критерий K_T отражает потенциальную склонность топлива к взрыву и представляет собой отношение летучих в сухой массе топлива V^d к нижнему концентрационному пределу распространения пламени смеси горючих компонентов летучих с воздухом в присутствии балласта (кокса и золы).

Порядок расчета величины K_T следующий [2].

1. Сумма углерода, водорода и кислорода на сухую беззольную массу топлива, %:

$$\sum = C^{daf} + H^{daf} + O^{daf} . \quad (1.12)$$

2. Пересчет углерода, водорода, кислорода, выхода летучих с сухой беззольной массы топлива на кислородную массу, %:

$$\begin{aligned} C_o^{daf} &= \frac{C^{daf}}{\sum} \cdot 100, \quad H_o^{daf} = \frac{H^{daf}}{\sum} \cdot 100, \\ O_o^{daf} &= \frac{O^{daf}}{\sum} \cdot 100, \quad V_o^{daf} = \frac{V^{daf}}{\sum} \cdot 100. \end{aligned} \quad (1.13)$$

3. Пересчет теплоты сгорания с сухой беззольной массы топлива на кислородную массу, кДж/кг:

$$Q_o^{daf} = \frac{Q_i^{daf}}{\sum} \cdot 100. \quad (1.14)$$

4. Содержание углерода в коксе, %:

$$C_o^{кокс} = C_o^{daf} + H_o^{daf} + O_o^{daf} - V_o^{daf} . \quad (1.15)$$

5. Теплота сгорания летучих, кДж/кг:

$$Q_{лет} = \frac{Q_o^{daf} - 329 \cdot C_o^{кокс}}{V_o^{daf}} \cdot 100. \quad (1.16)$$

6. Нижний концентрационный предел распространения пламени горючих компонентов в смеси с воздухом, %:

$$\mu_{пл}^H = \frac{1260}{Q_{лет}} \cdot 100. \quad (1.17)$$

7. Нижний концентрационный предел распространения пламени с учетом влияния нелетучего остатка (кокса, золы), %:

$$\mu_{\text{лб}}^{\text{н}} = \frac{\mu_{\text{пл}}^{\text{н}} \left(1 + \frac{100 - V^d}{V^d}\right)}{100 + \mu_{\text{пл}}^{\text{н}} \cdot \frac{100 - V^d}{V^d}} 100, \quad (1.18)$$

где объем летучих на сухую массу топлива

$$V^d = V^{\text{daf}} \cdot \frac{100 - A^d}{100}. \quad (1.19)$$

8. Критерий взрываемости:

$$K_{\text{T}} = \frac{V^d}{\mu_{\text{лб}}^{\text{н}}}. \quad (1.20)$$

Значения K_{T} для некоторых видов твердого топлива приведены в Приложении 1.

Топливо подразделяются в зависимости от величины K_{T} на четыре группы взрывоопасности (взрываемости).

Первая группа	$K_{\text{T}} \leq 1,0$	Взрывобезопасное
Вторая группа	$1 < K_{\text{T}} \leq 1,5$	Взрывоопасное
Третья группа	$1,5 < K_{\text{T}} \leq 3,5$	Взрывоопасное
Четвертая группа	$K_{\text{T}} > 3,5$	Взрывоопасное

На рисунке 1.5 представлено распределение по группам взрывоопасности ряда используемых в энергетике углей, из которого следует, что склонность к взрыву может изменяться для одной марки топлива и в то же время быть одинаковой для углей различных марок.

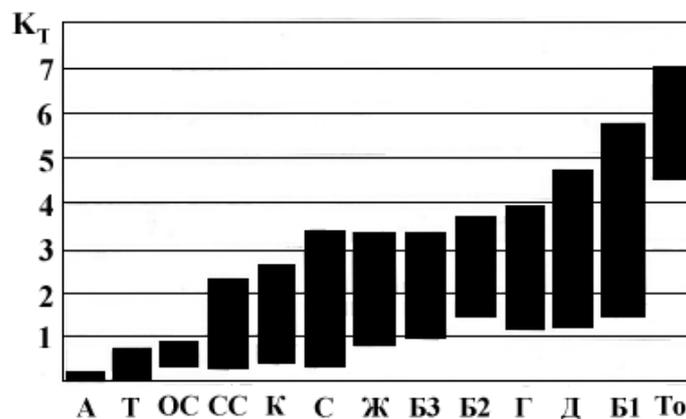


Рис. 1.5. Распределение топлив по взрывоопасности:

А – антрацит, Т – тощий, ОС – отощенный спекающийся, СС – слабоспекающийся, К – коксовый, С – сланцы, Ж – жирный, Б1,Б2,Б3– бурые угли, Г – газовый, Д – длиннопламенный, То – торф

Классификация топлива по взрывоопасности соотносится с мерами по взрывопреупреждению и взрывозащите (табл. 1.1) в зависимости от типа сушильно-мельничной системы (СМС).

Таблица 1.1

**Рекомендуемые значения температуры
за мельницей (сепаратором) по данным [2]**

Группа взрываемо- сти	Сушка горячим воздухом		Сушка дымовыми газами ¹⁾	
	В СМС с пря- мым вдуванием	В СМС с промбункером	В СМС с пря- мым вдуванием	В СМС с промбункером
I	220	130 ²⁾	–	–
II	130	100	220	130
III	100	70 ³⁾	220	120 ³⁾
IV	80	–	220	–

1) Объемная концентрация O₂ должна быть менее 16%.

2) В старых источниках, например, [1], для антрацита и полуантрацита допускалась температура 150°C. По мнению автора это нормально.

3) Для действующих электростанций при инертизации надпылевого пространства бункера пыли углекислотой или азотом.

В сушильно-мельничных системах с промбункером при подаче пыли в топку воздухом температура аэросмеси перед горелками для топлива I группы не лимитируется. Для топлива II группы она не должна превышать 160°C; а для III группы – 100°C.

Все сушильно-мельничные системы для топлива II–IV групп взрываемости должны в обязательном порядке оборудоваться взрывными клапанами.

Контрольные вопросы и задания

1. Каким процессом обусловлены взрывы в пылесистемах?
2. Перечислите факторы, влияющие на взрывобезопасность СМС.
3. Назовите основные меры по повышению взрывобезопасности.
4. Для чего нужны взрывные клапаны, как они устроены?
5. Как топливо подразделяется на группы взрываемости?

2. УГЛЕРАЗМОЛЬНЫЕ МЕЛЬНИЦЫ

2.1. Классификация и типы углеразмольных мельниц

В мельницах происходит размол твердого топлива от кусков дробленки с размером порядка 25 мм до пылевидного состояния, характеризуемого рекомендуемым значением R_{90} , и в большинстве случаев одновременно протекает процесс сушки. Их можно классифицировать по механизму измельчения частиц и по частоте вращения подвижной части мельницы.

В существующих типах мельниц можно выделить такие механизмы измельчения частиц:

- удар мелющих органов по частицам топлива;
- раздавливание кусков топлива между подвижной и неподвижной частью мельницы;
- истирание топливных частиц между мелющими органами;
- комбинированный механизм, например, удар плюс истирание.

По частоте вращения различают мельницы тихоходные (16–24 об/мин), среднеходные (50–300 об/мин) и быстроходные (400–1500 об/мин). В таблице 2.1 приводится классификация основных типов углеразмольных мельниц.

Таблица 2.1

Классификация основных типов углеразмольных мельниц

№ пп	Тип мельницы	Механизм измельчения частиц	Частота вращения, об/мин
1	Шаровая барабанная мельница (ШБМ)	Удар, в меньшей степени – истирание	16–24 (тихоходная)
2	Молотковая мельница (ММ)	Удар, в меньшей степени – истирание	600–1000 (быстроходная)
3	Среднеходная мельница (СМ)	Раздавливание, в меньшей степени – истирание	50–300 (среднеходная)
4	Мельница-вентилятор (М-В)	Удар	400–1500 (быстроходная)

Информация о типоразмерах мельниц, выпускаемых в настоящий момент основным отечественным производителем АО «Тяжмаш», г. Сызрань, представлена на сайте предприятия. Необходимо отметить, что в большинстве случаев там приведены не все данные, необходимые для проведения расчетов. Поэтому при выполнении курсовых проектов, выпускных работ, приходится в основном использовать данные [1]. Однако в [1] отсутствуют типоразмеры мельниц, спроектированных и изготовленных за последние годы.

Контрольные вопросы и задания

1. Какие процессы протекают в мельнице?
2. По каким признакам классифицируют мельницы?
3. Каковы основные механизмы измельчения частиц?
4. Перечислите типы отечественных углеразмольных мельниц.
5. Назовите основного производителя этих мельниц в России.

2.2. Шаровые барабанные мельницы

Шаровая барабанная мельница представлена на рис. 2.1.

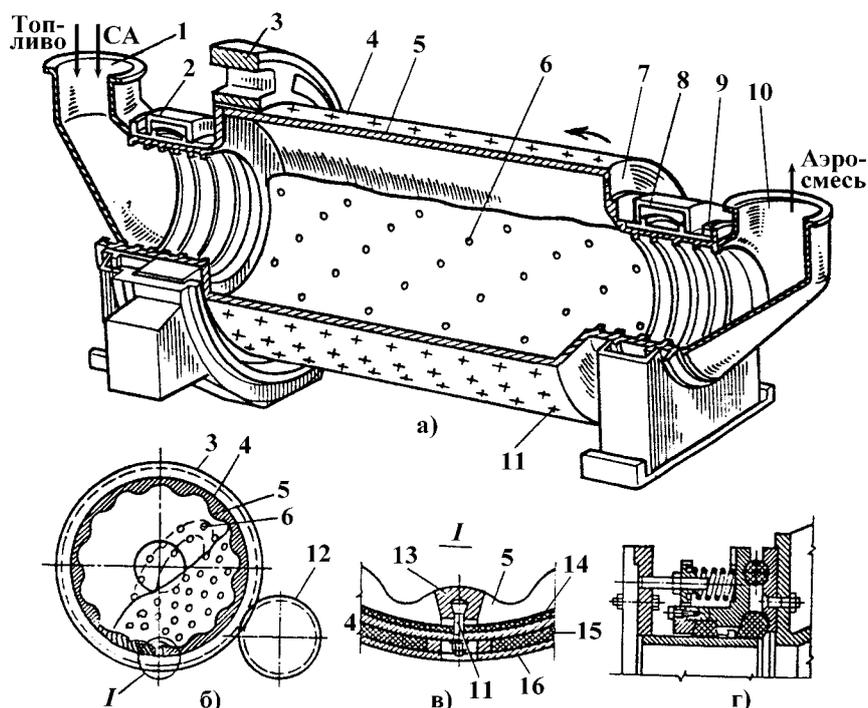


Рис. 2.1. Шаровая барабанная мельница:

- а) общий вид; б) схема движения шаров; в) конструкция барабана; г) узел уплотнения; 1 – входной патрубок мельницы; 2 и 8 – цапфы под подшипники; 3 – венцовое колесо; 4 – барабан; 5 – броневые плиты; 6 – шары; 7 – торец барабана; 9 – узел уплотнения; 10 – выходной патрубок; 11 – болты для крепления брони; 12 – привод; 13 – элементы крепления брони; 14 – слой теплоизоляции; 15 – слой шумоизоляции; 16 – наружная обшивка из стального листа

ШБМ имеет цилиндрический стальной корпус (барабан) 4, который покрыт внутри броневыми плитами 5. Броневое покрытие чаще всего волнистое, реже используется каблучковая броня или броня с карманами [3]. Барабан заполнен стальными шарами 6 диаметром около 50 мм и приводится во вращение через венцовое колесо 3, соединенное с редуктором 12. Мельница опирается на подшипники, для этого предусмот-

рены цапфы 2 и 8. Топливо и сушильный агент (СА) поступают в мельницу через входной патрубок 1, а аэросмесь (пыль и сушильный агент) выходит к сепаратору через патрубок 10.

На рисунке 2.1 (в) показан узел крепления броневых плит к корпусу. Видно, что корпус многослойный. Между броневыми плитами 5 и несущим стальным корпусом проложен слой теплоизоляции 14, а поверх несущего корпуса – слой шумризоляции 15, который снаружи покрыт защитной стальной обшивкой 16. Шумоизоляция тоже снижает потери теплоты, но в основном выполняет свою главную задачу, потому что при работе ШБМ сильно шумят. Раньше слой 14 выполняли из асбеста, а слой 15 – из войлока. Сейчас используют более современные материалы.

На рисунке 2.1 (г) показан узел уплотнения 9. Узлы уплотнения расположены с двух сторон и обеспечивают герметичность конструкции в местах сопряжения вращающихся горловин барабана с неподвижными входным и выходным патрубками. Уплотнение достигается за счет трех войлочных колец, зажатых при помощи пружин между подвижной и неподвижной частями конструкции.

При вращении барабана, в результате взаимодействия с броневыми плитами 5, шары 6 и топливная загрузка вовлекаются в движение. Поднимаясь на определенную высоту, под действием силы тяжести они отрываются от брони и падают вниз на слой перекатывающихся шаров и топлива. Размол происходит в основном от удара шаров при падении, в меньшей степени от истирания при перекатывании шаров в слое топлива. Сами шары тоже постепенно изнашиваются от абразивного воздействия топлива. По мере необходимости новые шары засыпают в мельницу на ходу через воронку на входном патрубке 1. На рисунке 2.1 (а) она не попала в разрез. Воронка оборудована крышкой, позволяющей обеспечить герметичность мельницы. Крышку открывают только при засыпке шаров.

На рисунке 2.2 показано, что со снижением размольной производительности ШБМ удельные затраты электроэнергии размол $\mathcal{E}_{\text{рзм}}$, кВт·ч/т, возрастают. Это объясняется тем, что масса загруженных в ШБМ шаров во много раз больше массы топливной загрузки. Поэтому при уменьшении расхода топлива, подаваемого в мельницу, потребляемая мощность остается практически постоянной.

В результате ШБМ работают экономично лишь на нагрузках, близких к максимальной. Поэтому их очень редко используют в пылесистемах с прямым вдуванием, для которых характерна непосредственная связь по топливу между котлом и мельницами. Как правило, в совокупности с шаровыми барабанными мельницами применяют более сложные и дорогие системы пылеприготовления с промбункером.

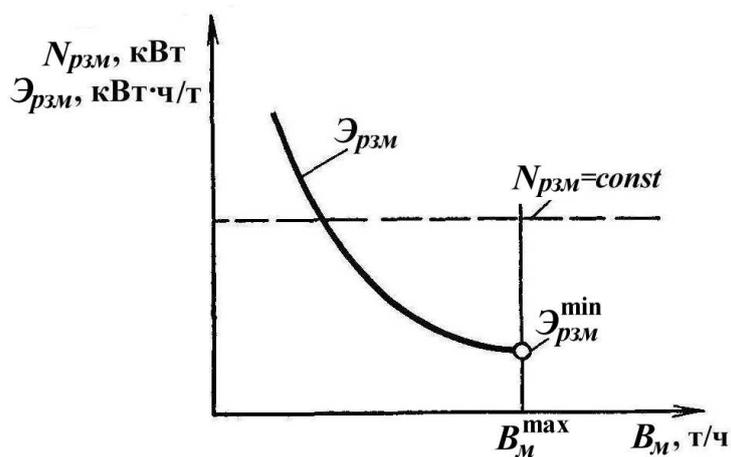


Рис. 2.2. Зависимость $\mathcal{E}_{рзм}$ от V_M , характерная для ШБМ

К преимуществам этих мельниц можно отнести следующее.

1. Простота конструкции, надежность в эксплуатации.
2. ШБМ универсальны по топливу, т.е. годятся для размолу любых видов твердого топлива, за исключением фрезерного торфа.
3. Эти мельницы не чувствительны к попаданию в барабан кусков металла и трудноразмалываемых включений.
4. Шары можно досыпать в мельницу на ходу, поэтому потребность в ремонте меньше, чем у других типов мельниц.

В качестве недостатков ШБМ нужно отметить такие моменты.

1. Высокий расход электроэнергии на размол, до 32 кВт·ч/т.
2. Большие габариты и масса. Масса мельниц без электрооборудования и шаров от 25 до 183 т (плюс вес шаров от 10 до 127 т).
3. Повышенный уровень шума от работающих ШБМ (до 85 дБ).
4. Необходимость использования более сложных и дорогих пылесистем с промбункером.
5. Объем ШБМ и пылесистем с промбункером большой, отсюда повышенная взрывоопасность.

Шаровые барабанные мельницы целесообразно использовать для размолу следующих групп топлива.

1. Низкорреакционные угли с малым выходом летучих V^{daf} , требующие очень тонкого помола, который достигается без больших затрат на ремонт только в ШБМ. Например, донецкий полуантрацит (ПА) с $V^{daf} = 7,5\%$ и с рекомендуемым значением $R_{90} = 8\%$. Или донецкий тощий уголь (Т) с $V^{daf} = 15\%$ и рекомендуемым значением $R_{90} = 10\%$.

2. Трудноразмалываемые угли с очень низким $K_{ло}$. Например, антрацитовый штыб (АШ) с $K_{ло} = 0,95$ или артемовский БЗ (бурый уголь третьей группы) с $K_{ло} = 0,92$.

3. Угли с большим содержанием серы и золы, вызывающие в мельницах других типов сильный абразивный износ мелющих органов. Например, кизеловский ППМ (промпродукт мокрого обогащения) с $A^r = 39\%$ и $S_k^r = 6,8\%$.

Одна из возможных маркировок типоразмеров: Ш-4, Ш-6, ..., Ш-50. Число в обозначении – это максимальная размольная производительность по АШ. Другое возможное обозначение: ШБМ 370/850. Здесь первое число – это диаметр барабана по средней линии брони D_6 , см, а второе – длина барабана L_6 , см.

Сейчас АО «Тяжмаш», г. Сызрань, выпускает еще и мельницы ШБМР с разъемным барабаном. Их проще транспортировать и легче монтировать в стесненных условиях существующих котельных ячеек.

Контрольные вопросы и задания

1. Используя рис. 2.1, расскажите о конструкции ШБМ.
2. Сформулируйте принцип действия ШБМ.
3. Объясните вид зависимости $\mathcal{E}_{рзм}$ от V_M , показанной на рис. 2.2.
4. Перечислите преимущества и недостатки шаровых барабанных мельниц.
5. В каких случаях целесообразно использовать ШБМ?
6. Какие обозначения типоразмеров шаровых барабанных мельниц встречаются в документации?

2.3. Молотковые мельницы

На рисунке 2.3 представлена конструкция молотковой мельницы. Она состоит из стального корпуса 2, покрытого изнутри броневыми плитами 3, и вращающегося ротора. Ротор имеет сложную конструкцию. Она включает вал 10, диски 7, билодержатели 6, била (молотки) 4 и стальные пальцы 5. Вал опирается на самоустанавливающиеся роликовые подшипники и на мельницах крупных типоразмеров принудительно охлаждается водой. На валу при помощи шпонки закреплены диски 7, а к дискам посредством стальных пальцев крепятся билодержатели 6. С другой стороны билодержателей на пальцах шарнирно подвешиваются била 4, которые являются мелющими органами ММ.

Дробленка всегда подводится в молотковые мельницы тангенциально, по всей длине ротора. Если и весь СА вводится в мельницу тангенциально, как показано на рис. 2.3, то это молотковая мельница тангенциальная (ММТ). Размол происходит в основном за счет удара вращаю-

щихся бил по кускам топлива, в меньшей степени – за счет истирания топлива в зазоре между билами и броневыми плитами.

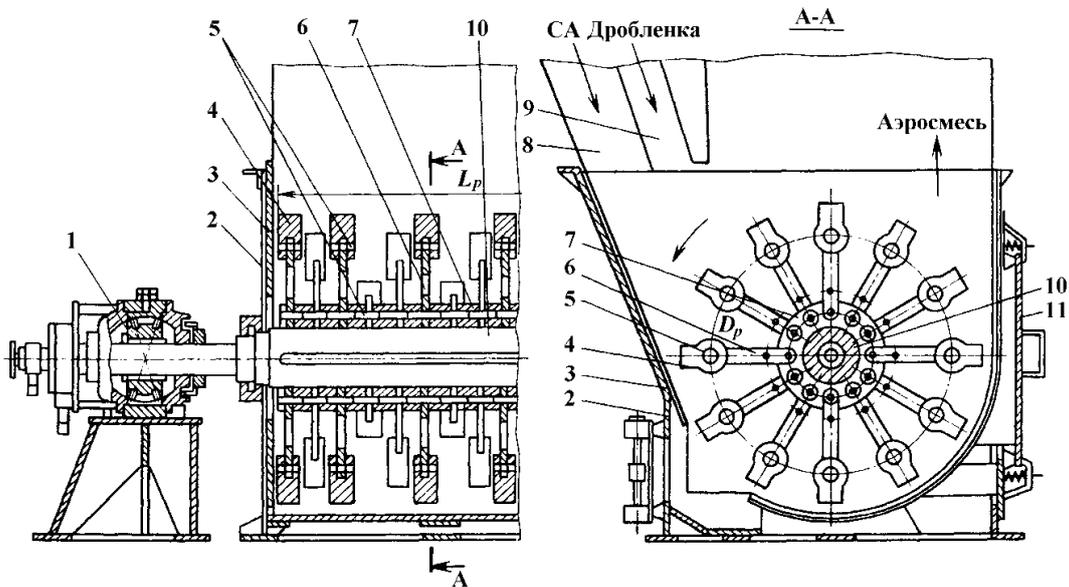


Рис. 2.3. Мельница молотковая тангенциальная:

- 1 – самоустанавливающийся роликовый подшипник; 2 – стальной корпус;
- 3 – броневая плита; 4 – било; 5 – палец; 6 – билодержатель;
- 7 – диск; 8 – патрубок ввода сушильного агента;
- 9 – патрубок ввода топлива; 10 – вал; 11 – дверь

Масса била составляет от 5,6 до 14,2 кг в зависимости от типоразмера мельницы. Била с лицевой стороны, ударяющей по кускам угля, имеют наплавку из износостойкой стали. Это связано с тем, что во всех ММ протекает интенсивный износ бил. В зависимости от абразивных свойств топлива, необходимо производить их замену через 500÷800 часов. Для этого в корпусе есть дверь 11.

Кроме ММТ, существуют мельницы молотковые аксиальные – ММА (рис. 2.4). Отличие ММА от ММТ состоит в том, что СА вводится в мельницу справа и слева аксиально. ММА характеризуются более значительной, чем в ММТ, самовентиляцией мельницы и меньшей склонностью к завалу топливом при перегрузке. Зато ММТ компактнее и отличаются меньшим удельным расходом электроэнергии и меньшим, более равномерным износом бил. Сейчас в России выпускаются только ММТ, но на электростанциях еще встречаются и ММА.

На рисунке 2.5 представлена тангенциальная мельница в комплекте с электродвигателем и сепаратором. ММТ имеет стальную опорную раму 1 и устанавливается на железобетонном фундаменте 2. Предусмотрены подвод 4 и отвод 3 воды на охлаждение вала. В местах прохода вала че-

рез корпус имеются уплотнительные коробки, в которые через отверстия 6 и 11 подается воздух под давлением на уплотнение вала от специальных воздуходувок или с напорной стороны дутьевых вентиляторов. Ротор приводится во вращение электродвигателем 14 через муфту 13. Подшипник 12 со стороны двигателя является опорно-упорным, поэтому вал расширяется в противоположную от двигателя сторону.

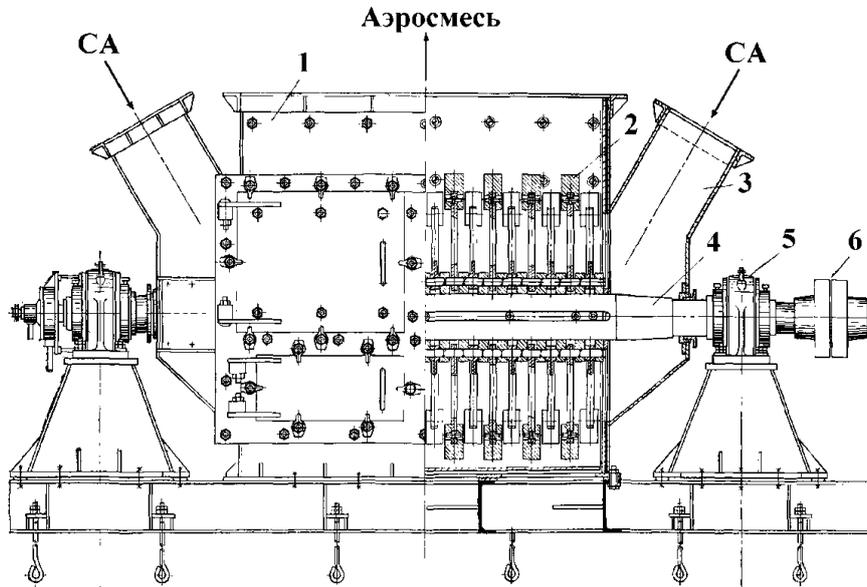


Рис. 2.4. Мельница молотковая аксиальная:

1 – корпус мельницы; 2 – било; 3 – патрубок ввода сушильного агента; 4 – вал; 5 – самоустанавливающийся роликовый подшипник; 6 – муфта

Подвод СА 18 и дробленки 19 в мельницу организованы так, что еще до попадания в ММ на каскаде лотков происходит предварительная подсушка топлива. На этом же участке предусмотрены ввод воды 16 и пара 17 на случай пожара. Мельница укомплектована сепаратором 8 с размещенными на нем взрывными клапанами 9. В данном случае это инерционный сепаратор, который рекомендуется устанавливать на ММ при размоле бурых углей и сланцев. При размоле каменных углей рекомендуется применять центробежные сепараторы.

На рисунке 1.6 (б) пыль выносятся из ММТ через канал, расположенный над ротором сверху и справа, и попадает в сепаратор. Принцип действия этого сепаратора основан на работе сил инерции в пылегазовом потоке, неоднократно изменяющем направление движения. Здесь поток дважды поворачивает в сепараторе почти на 180° , а готовая пыль выносятся из него через канал шириной 480 мм. При каждом повороте из потока выпадают крупные частицы, которые скапливаются в каналах возврата на клапанах-мигалках 23.

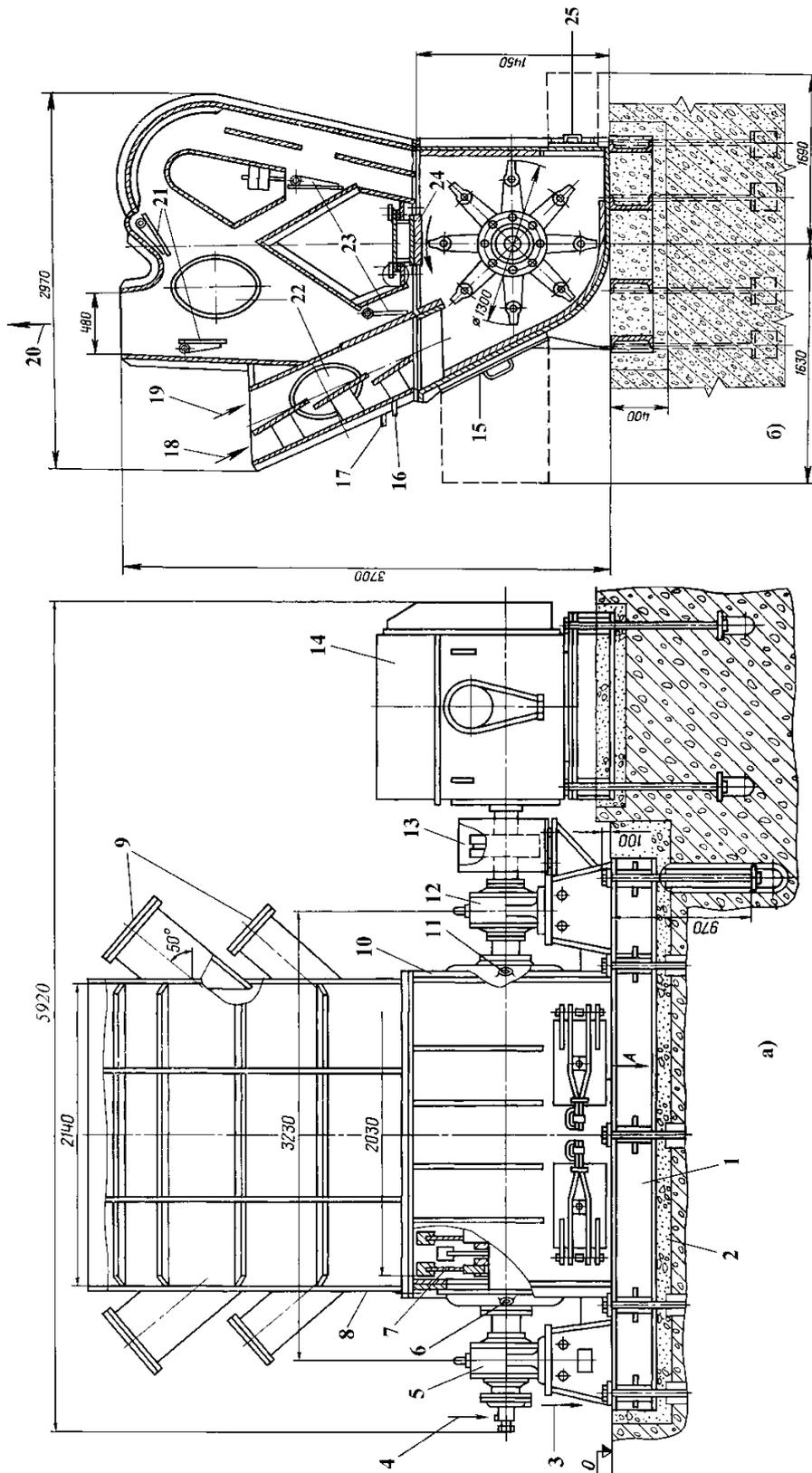


Рис. 2.5. ММТ в комплекте с сепаратором и электродвигателем: а) продольный разрез; б) поперечный разрез:

1 – опорная рама; 2 – фундамент; 3 – отвод охлаждающей воды; 4 – подвод охлаждающей воды к валу; 5, 12 – самоустанавливающиеся роликовые подшипники; 6, 11 – подвод воздуха на уплотнение вала; 7 – ротор; 8 – инерционный сепаратор; 9 – взрывные клапаны; 10 – корпус; 13 – муфта; 14 – электродвигатель; 15 – дверь; 16 – подвод воды; 17 – подвод пара; 18 – подвод СА;

19 – подача дробленки; 20 – выход аэромеши; 21 – шибера для регулирования тонкости помола;

22 – отверстия взрывных клапанов; 23 – клапаны-мигалки; 24 – перегородка; 25 – дверца для удаления отходов

Эти клапаны периодически кратковременно открываются под действием веса накопившихся частиц, и крупная пыль возвращается на доразмол в мельницу. При отсутствии мигалок пылегазовый поток распределится по всем каналам пропорционально их аэродинамическому сопротивлению, и нормальная работа сепаратора будет невозможна. В сепараторе предусмотрены поворотные шиберы 21, позволяющие изменять траекторию движения потока и тем самым регулировать тонкость помола.

Помимо двери 15 для осмотра и замены бил, предусмотрены маленькие дверцы 25 для удаления из остановленной мельницы отходов. Отходы (куски колчедана и металла) скапливаются в правом нижнем углу корпуса.

По конструктивным признакам различают еще молотковые мельницы с закрытым ротором и с открытым ротором (рис. 2.6). Все рассмотренные выше мельницы – с открытым ротором. В мельницах с закрытым ротором цилиндрическая бронированная поверхность корпуса перекрывает выходное сечение примерно до половины диаметра (рис. 2.6 (а)). В ММ с закрытым ротором помол получается более тонкий и более равномерный, т.е. они отличаются меньшим значением R_{90} и большим значением коэффициента полидисперсности n . В соответствии с указаниями [1], мельницы с закрытым ротором рекомендуется применять при размоле каменных углей с тонкостью пыли $R_{90} \leq 25\%$, т.е. при использовании центробежных сепараторов.

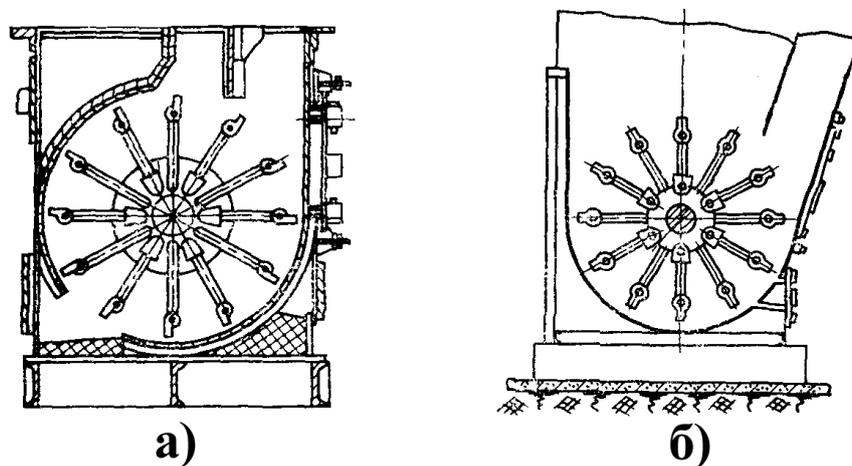


Рис. 2.6. Молотковые мельницы с закрытым (а) и открытым (б) ротором

На рисунке 2.7 показана характерная для молотковых мельниц зависимость потребляемой мощности N_M и удельного расхода электроэнергии на размол $\mathcal{E}_{рзм}$ от производительности мельницы по топливу B_M .

С увеличением размольной производительности потребляемая мощность N_M возрастает, сначала медленно, и достигает некоторого оп-

тимального значения N_M^{opt} , соответствующего минимальным затратам на размол $\mathcal{E}_{рзм}^{min}$ и значению относительной мощности $N_{i,рек}$.

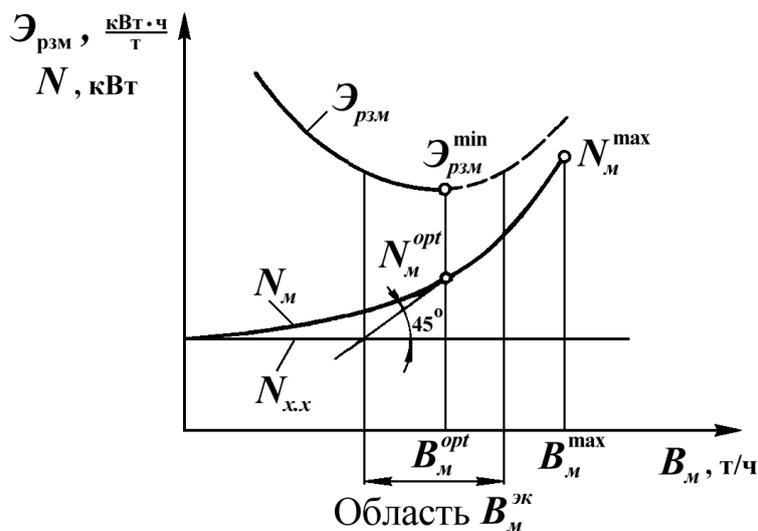


Рис. 2.7. Зависимость $\mathcal{E}_{рзм}$ и N_M от B_M для молотковых мельниц

При дальнейшем увеличении B_M потребляемая мощность возрастает быстрее и наконец достигает значения N_M^{max} , соответствующего максимальной производительности B_M^{max} , при которой происходит завал ротора мельницы топливом и автоматическое отключение электродвигателя мельницы.

Экстремальный характер кривой $\mathcal{E}_{рзм}$ связан с тем, что при малых значениях B_M потребляемая мощность затрачивается в большей степени на вращение ротора, чем на размол топлива. Поэтому с увеличением производительности ММ удельный расход электроэнергии на размол сначала уменьшается и достигает минимума, а потом возрастает. Формально минимальному значению $\mathcal{E}_{рзм}^{min}$ соответствует некоторая оптимальная размольная производительность B_M^{opt} . Но на самом деле кривая $\mathcal{E}_{рзм}$ в области минимума имеет пологий характер. Поэтому можно говорить об области экономически целесообразных значений $B_M^{эк}$, которая охватывает значительный диапазон изменения нагрузки мельницы. В результате для ММ довольно значительные отклонения от B_M^{opt} не вызывают существенного увеличения $\mathcal{E}_{рзм}$. Поэтому они могут экономично работать при изменении нагрузки котла в системах пылеприготовления с прямым вдуванием. На практике это означает, что в диапазоне нагрузок

котла 70÷100% работают без отключения и с хорошими экономическими показателями все ММ. При этом они обеспечивают размольную производительность, необходимую по условиям работы котла. Это выгодно отличает молотковые мельницы от ШБМ.

К преимуществам молотковых мельниц можно отнести следующее.

1. Простота конструкции, компактность по сравнению с ШБМ.
2. Более высокая экономичность размола, связанная с тем, что коэффициент полидисперсности выше, чем при размоле в ШБМ.
3. Возможность работы ММ в простых и компактных пылесистемах с прямым вдуванием.

Однако молотковые мельницы обладают и рядом недостатков.

1. Интенсивный износ бил, необходимость частого останова мельниц для их замены.
2. Помол грубее, чем в ШБМ (величина R_{90} больше).
3. Ограниченность по топливу.

Молотковые мельницы рекомендуется использовать для размола каменных углей ($K_{\text{ло}} > 1$, $V^{\text{daf}} \geq 28\%$, $S_{\text{к}}^r < 6\%$), бурых углей ($K_{\text{ло}} > 1$), сланцев, фрезерного торфа.

Пример обозначения, применительно к мельнице, показанной на рис. 2.5: ММТ 1300/2030/735. Первое число – это диаметр ротора D , мм; второе – длина ротора L , мм; и третье – частота вращения ротора n , об/мин. Для мельниц молотковых аксиальных используется такая же структура обозначения, но с заменой аббревиатуры ММТ на ММА, например: ММА 1300/950/735.

Контрольные вопросы и задания

1. Используя рис. 2.3, расскажите о конструкции ротора ММ.
2. В чем заключается отличие ММТ и ММА?
3. Пользуясь рис. 2.5, расскажите о принципе действия ММТ и инерционного сепаратора.
4. В каких случаях используется инерционный, а в каких центробежный сепаратор?
5. В чем заключается отличие мельниц с открытым и закрытым ротором, в каких случаях применяются ММ с закрытым ротором?
6. Нарисуйте графики зависимости $\mathcal{E}_{\text{рзм}}$ и $N_{\text{м}}$ от $V_{\text{м}}$ и прокомментируйте их.
7. Перечислите преимущества и недостатки молотковых мельниц.
8. Поясните, как обозначаются типоразмеры ММТ?

2.4. Среднеходные мельницы

Существует два типа среднеходных мельниц: валковые (МВС) и шаровые (МШС). В МВС размольными органами являются валки и броневые плиты размольного стола. В МШС – шары и размольные кольца.

На рисунке 2.8 представлена **валковая среднеходная мельница** из рекламного проспекта фирмы *Gebr. Pfeiffer, Germany*.

Размалываемый материал поступает в мельницу через канал 10 и по трубе 15 подается в центр размольного стола. Размольный стол приводится во вращение электродвигателем через редуктор. Электродвигатель и редуктор на рисунке не видны. Под действием центробежной силы материал отбрасывается на периферию стола, в область размола. Область размола находится между валками 17 и броневыми плитами размольного стола 6. Размол происходит в основном за счет раздавливания частиц валками на столе и в меньшей степени – за счет истирания частиц в слое между валками и броневыми плитами.

Валки закреплены в подшипниках на неподвижных осях 7 и катятся по вращающейся поверхности стола. Давление валков на частицы создается за счет веса валков и, в основном, с помощью гидроцилиндров 2, обслуживаемых модулями гидросистемы высокого давления 1. При холостом ходе мельницы между валками и броневыми плитами размольного стола имеется небольшой зазор до нескольких миллиметров. По краю размольного стола проходит выступ (подпорное кольцо), не заметный в масштабе рисунка. Кольцо необходимо для предотвращения соскальзывания материала со стола и формирования слоя нужной толщины. Бандаж валков (их наружная мелющая поверхность) и броневые плиты выполняются из износостойких материалов.

При останове мельницы щитки, установленные на корпусе 16 в области прохода валков внутрь, могут быть сняты. После этого гидроцилиндры 2, работающие теперь как гидродомкраты, позволяют извлечь валки из корпуса и придать им положение, удобное для замены бандажа. На рисунке это валок 8.

Сушильный агент поступает в мельницу через канал 3 и равномерно распределяется по всему периметру. По всей периферии размольного стола размещено сопловое кольцо 5, через сопла которого в мельницу поступает СА. Каналы в кольце размещены не вертикально (рис. 2.9, источник тот же), а под некоторым углом к горизонту. Поэтому поток сушильного агента закрученный. В результате эжектирующего воздействия потока СА мелкие частицы подхватываются с поверхности стола и уно-

сятся вверх, в динамический сепаратор. Сепаратор служит для регулирования тонкости помола. Он отделяет из потока слишком крупную пыль, которая по трубе 15 возвращается на доразмол в центр стола. Готовая пыль выносится из мельницы потоком СА через канал 12.

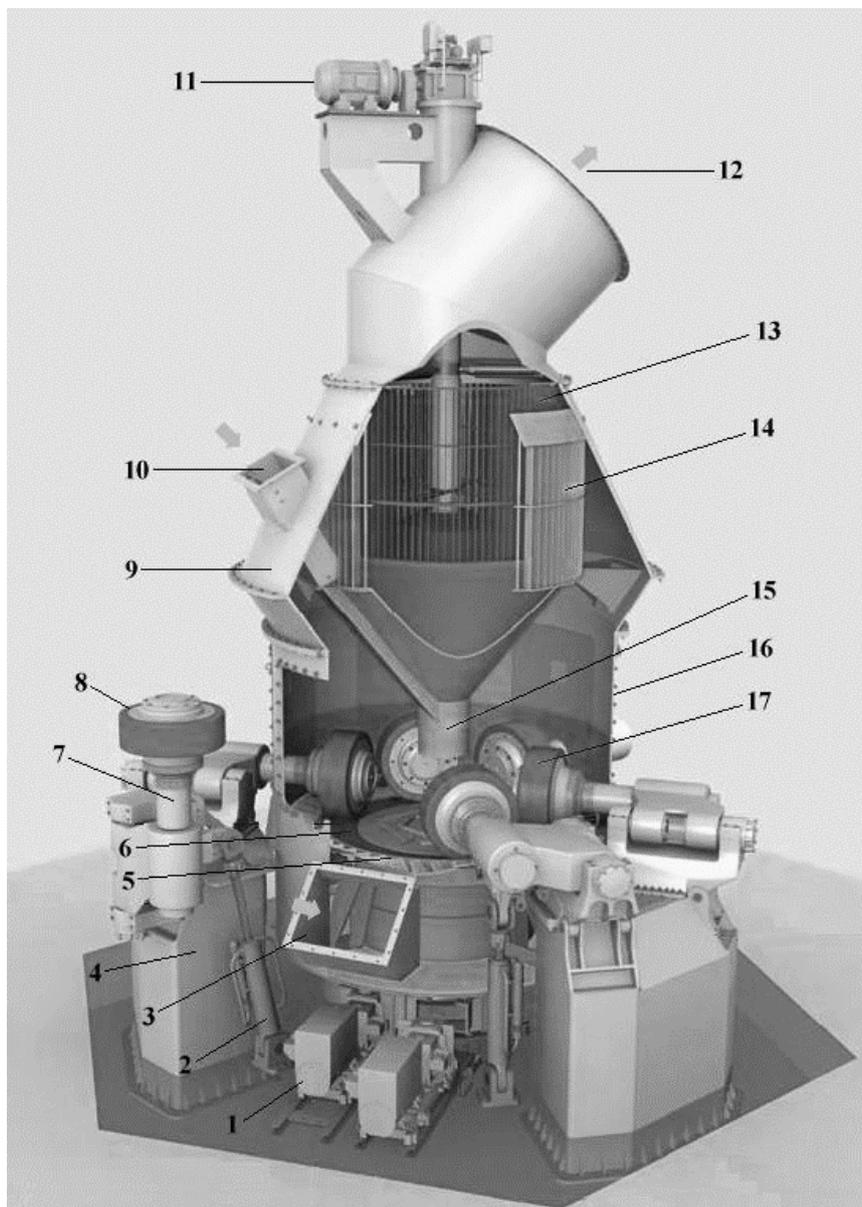


Рис. 2.8. Мельница валковая среднеходная:

- 1 – модуль гидросистемы высокого давления; 2 – гидроцилиндр;
- 3 – канал для ввода сушильного агента; 4 – опора для установки механизма валков;
- 5 – сопловое кольцо; 6 – броневые плиты размольного стола; 7 – ось валка; 8 – валок;
- 9 – корпус динамического сепаратора; 10 – канал для ввода дробленки;
- 11 – электродвигатель привода сепаратора; 12 – вынос готовой пыли из мельницы;
- 13 – вращающаяся часть сепаратора; 14 – неподвижные лопатки сепаратора;
- 15 – труба подвода дробленки и возврата в центр размольного стола;
- 16 – корпус мельницы; 17 – валок в зоне размола

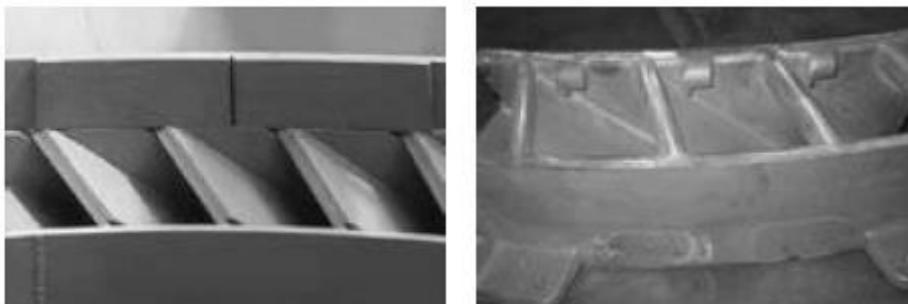


Рис. 2.9. Фрагменты сопловых колес разной конструкции

На рисунке 2.10 из проспекта *Babcock & Wilcox Company* показана конструктивная схема и принцип действия динамического вращающегося сепаратора. Отличие от конструкции, показанной на рис. 2.8, заключается лишь в другой конструктивной реализации ввода дробленки в мельницу и отвода готовой пыли из сепаратора.

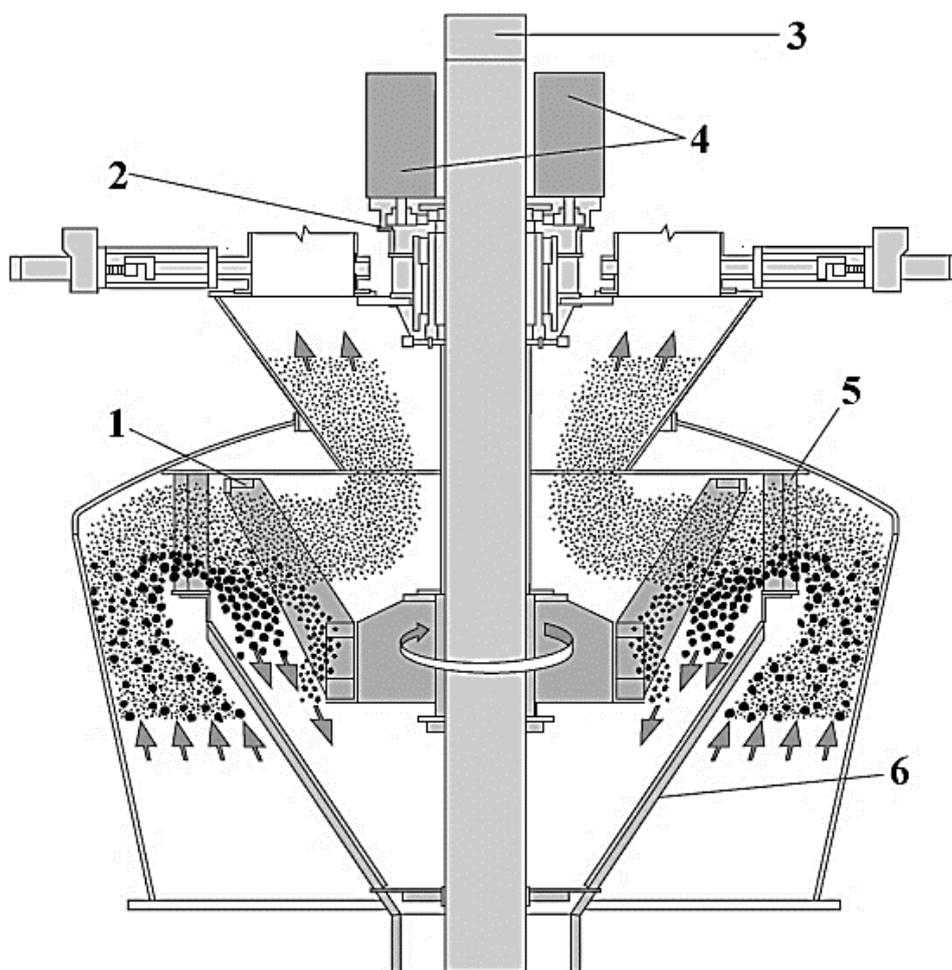


Рис. 2.10. Динамический сепаратор:

- 1 – 2-я ступень сепарации, вращающиеся лопасти; 2 – коробка скоростей;
- 3 – труба подачи сырого угля; 4 – электродвигатели с регулируемой частотой вращения; 5 – 1-я ступень сепарации, лопатки, закручивающие поток;
- 6 – разделительный конус

В динамическом сепараторе улавливание крупных частиц двухступенчатое. Сначала пылегазовый поток из мельницы поступает на первую ступень сепарации – неподвижные лопатки 5, закручивающие поток. Под действием сил инерции в закрученном потоке наиболее крупные частицы выпадают из него и по внутренней поверхности конуса 6 сползают вниз и возвращаются на доразмол в мельницу. Далее поток поступает во вторую ступень – на вращающиеся лопасти 1. Лопасти отбивают крупные частицы угля, которые под действием приобретенной скорости выпадают из потока вниз и возвращаются в мельницу для дополнительного размола. Мелкие пылинки, обладающие малой инерционностью, свободно проходят через лопасти и уносятся потоком СА вверх из сепаратора.

Регулирование тонкости помола осуществляется за счет изменения частоты вращения лопастей 1. Для этого используются или электродвигатели с регулируемой частотой вращения, или коробки скоростей, или то и другое вместе, как на рис. 2.10. При снижении частоты вращения лопастей пыль угрубляется, т.е. величина R_{90} возрастает.

Помимо динамических сепараторов, могут использоваться статические центробежные сепараторы (см. рис. 14–8, [3]). По сравнению с динамическими сепараторами, в них отсутствует вторая ступень сепарации. Поэтому при использовании статических сепараторов пыль получается грубее. Регулирование тонкости помола осуществляется здесь за счет изменения степени закрутки потока при помощи механизма синхронного поворота лопаток.

Валки МВС могут выполняться разной формы. Многие производители выпускают мельницы с коническими валками (рис. 2.11).

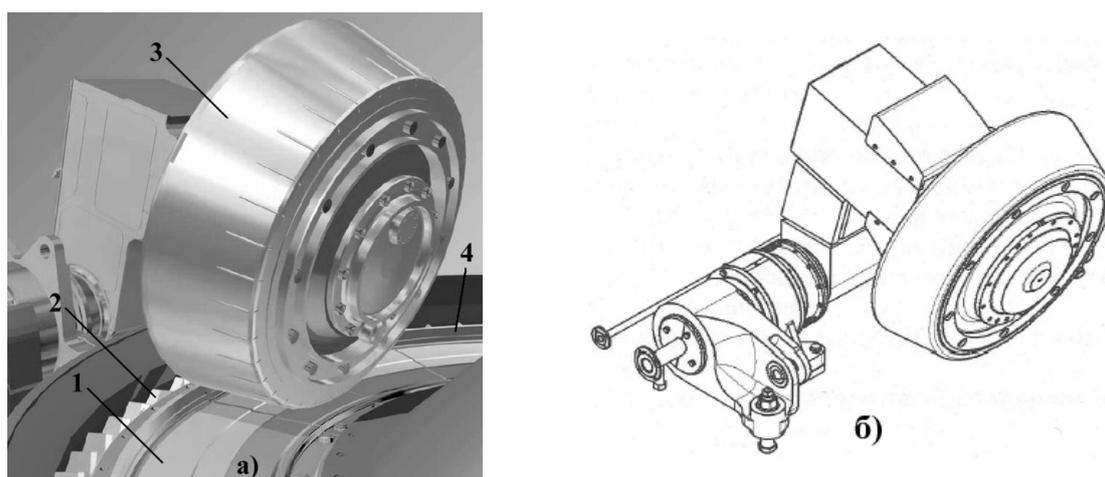


Рис. 2.11. Устройство МВС фирмы *Loesche* с коническими валками (а) и конический валок отечественной МВС-195 (б):

- 1 – размольный стол; 2 – сопловое кольцо;
- 3 – конический валок; 4 – подпорное кольцо

Нужно отметить, что МВС запатентовал в 1927 г. в Германии Эрнст Курт Лёше, и с самого начала фирма *Loesche* (Лёше), из проспекта которой взят рис. 2.11 (а), выпускала мельницы с коническими валками. В соответствии с исследованиями фирмы, конические валки, оси которых расположены под углом 15° к горизонту, обеспечивают максимальную эффективность размола при минимальном износе. Поэтому в отечественных МВС для размола энергетического топлива тоже используются конические валки с углом наклона 15° к горизонту со сменным бандажом из износостойкого чугуна, рис. 2.11 (б).

Для мельниц небольшой размольной производительности (не более 50 т/ч) нажимные механизмы валков выполняются пружинными, как на рис. 13–17, [3]. Такие МВС проще и дешевле, но они чувствительны к попаданию в мельницу металлических и трудноразмалываемых включений, что может привести к заклиниванию валков и автоматическому отключению мельницы.

Система нажатия крупных отечественных МВС состоит из гидроцилиндров, гидропневмоаккумуляторов, других деталей и обслуживается гидросистемой высокого давления. Система нажатия обеспечивает регулировку усилия на валки при работе мельницы, а также позволяет регулировать зазор между столом и валком по мере износа мелющих элементов. Гидропневмоаккумуляторы обеспечивают быстрый подъем валка при попадании под него неразмалываемого включения и медленное опускание валка. Это позволило устранить основной недостаток МВС с пружинными прижимными механизмами: возможное заклинивание.

В старых источниках (например, [3]) встречается мнение, что МВС нельзя применять для размола многозольных топлив из-за интенсивного износа мелющих органов. Применение новых износостойких материалов позволило устранить этот недостаток и сейчас МВС успешно используются даже для размола экибастузского угля с $A' = 38 \div 41\%$.

На рисунке 2.12 показана **мельница шаровая среднеходная** с пружинным нажимным механизмом и динамическим сепаратором пыли. Размольный стол 11 установлен на валу 7, который приводится в движение от электродвигателя через редуктор. На столе закреплено нижнее размольное кольцо 4, в котором с зазором $15 \div 20$ мм уложены металлические шары 6. Верхнее размольное кольцо 5, прижимается к шарам за счет воздействия трех или четырех пружин 10, равномерно распределенных по периметру стола. Диаметр шаров в таких мельницах обычно от 190 до 270 мм.

Дробленка подается в мельницу по течке 1 и попадает во внутреннюю область размольного стола 11. Сюда же поступает возврат крупной пыли из сепаратора 2. Все это под действием центробежной силы отбра-

сывается в область размола, на мелющие элементы, каковыми являются шары и размольные кольца. Размол происходит в основном за счет раздавливания частиц шарами, в меньшей степени – за счет истирания между шарами и кольцами. Рабочие поверхности мелющих органов выполняются из износостойких материалов.

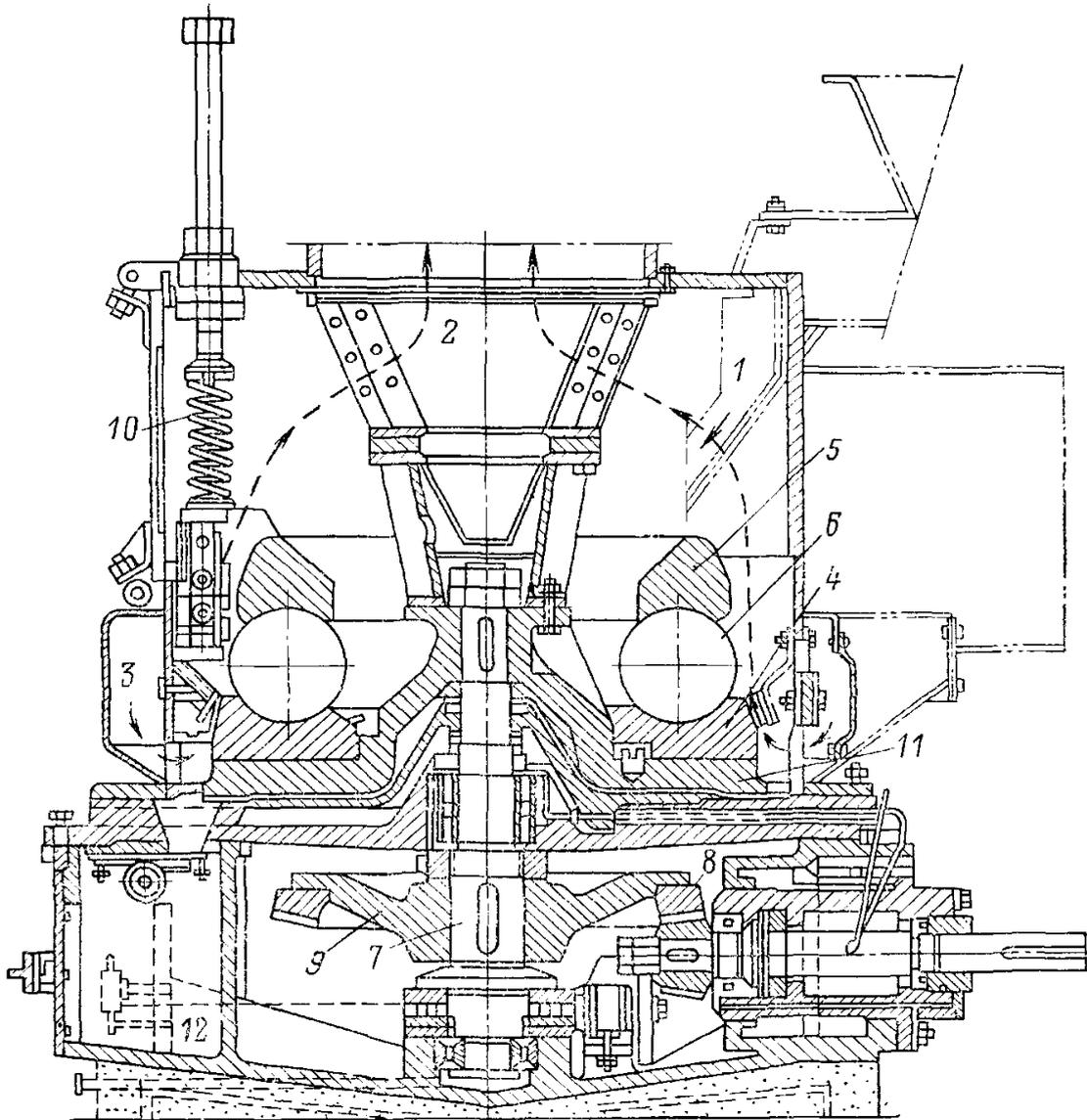


Рис. 2.12. Мельница шаровая среднеходная:

- 1 – течка сырого угля; 2 – вращающийся сепаратор;
 3 – кольцевой короб подачи СА в сопла; 4 – нижнее размольное кольцо;
 5 – верхнее размольное кольцо; 6 – шары; 7 – вал мельницы;
 8, 9 – конические шестерни привода; 10 – нажимные пружины;
 11 – размольный стол; 12 – карман для отходов

Сушильный агент, в качестве которого обычно используется горячий воздух, поступает в мельницу и равномерно распределяется по коробу 3. Он, так же как и в МВС, вытекает через сопла, равномерно распре-

деленные по всему периметру размольного стола со скоростью $30 \div 50$ м/с. В результате эжектирующего воздействия потока СА мелкие частицы подхватываются из области размола и уносятся вверх, в динамический сепаратор, который используется для регулирования тонкости помола. В отличие от конструкции, показанной на рис. 2.10, это одноступенчатый сепаратор, состоящий только из динамической ступени – вращающихся лопастей. Лопастями отбиваются крупные частицы угля, которые под действием приобретенной скорости выпадают из потока вниз и возвращаются в мельницу для дополнительного размола. Мелкие пылинки, обладающие малой инерционностью, свободно проходят через лопасти и уносятся потоком СА вверх из сепаратора.

Поскольку лопасти закреплены на одном валу с размольным столом, регулирование тонкости помола путем изменения частоты вращения сепаратора невозможно. Но можно провести наладочные работы и подобрать нужный угол установки лопастей, это делается на остановленной мельнице. Все вращающиеся сепараторы характеризуются высоким коэффициентом полидисперсности n , порядка 1.2 и больше, что является их достоинством.

Иногда применяются двухрядные или даже трехрядные МШС, которые отличаются от однорядной лишь наличием второго или третьего ряда шаров. В России мельницы шаровые среднеходные не делают, но их выпускают за рубежом, например *Babcock & Wilcox Company*.

Нужно отметить, что конструкция любых СМ не позволяет совместить размол с процессом сушки, который начинается уже после получения пыли. Поэтому их не следует использовать для влажного топлива, которое будет размазываться по размольному столу.

Перечислим преимущества среднеходных мельниц.

1. Компактность.
2. Высокая экономичность размола, не ниже, чем у молотковых мельниц.
3. Помол более тонкий, чем в ММ. В МВС со статическим сепаратором диапазон регулирования $R_{90} = 12 \div 30\%$, с динамическим вращающимся сепаратором $R_{90} = 4 \div 10\%$.
4. Помол более равномерный, чем в ШБМ, т.е. коэффициент полидисперсности больше.

Перечислим теперь основные недостатки среднеходных мельниц.

1. Сложность конструкции.
2. Большое аэродинамическое сопротивление, которое для мельницы вместе с сепаратором достигает $6500 \div 7000$ Па ($650 \div 700$ мм вод. ст.).

3. Применение СМ ограничено по топливу.

4. Мельницы с пружинными нажимными механизмами чувствительны к попаданию внутрь кусков металла.

Из-за значительного аэродинамического сопротивления в пылесистемах с СМ необходимо устанавливать мельничные вентиляторы. Если пылесистемы с прямым вдуванием, возможен другой вариант – предусматриваются специальные вентиляторы первичного воздуха, обеспечивающие более высокий напор.

Среднеходные мельницы типа МВС целесообразно применять для каменных углей с $K_{до} \geq 1.1$ и $S'_k < 6\%$. Но для размола высокосернистых и влажных топлив они не пригодны.

Обозначения типоразмеров: МВС-90, ..., МВС-240, МВС-260, ..., МВС-420. Число в обозначении – это диаметр размольного стола в сантиметрах. Типоразмеры до МВС-240 включительно имеют два конических вала, от МВС-260 и выше – три или четыре вала.

С 2007 г. АО «Тяжмаш» выпускает еще и среднеходные мельницы типа ТВМ – с тороидальными валками. Они имеют некоторые преимущества, в том числе их применение меньше ограничено по топливу.

Контрольные вопросы и задания

1. Используя рис. 2.8, расскажите о конструкции и принципе действия МВС.

2. Используя рис. 2.10, расскажите о принципе действия двухступенчатого динамического сепаратора.

3. Какими преимуществами обладают конические валки с расположением оси под углом 15° к горизонту?

4. Каковы преимущества систем нажатия МВС, оборудованных гидроцилиндрами и гидропневмоаккумуляторами?

5. Используя рис. 2.12, расскажите об устройстве и принципе действия МШС.

6. Каким преимуществом обладают все вращающиеся сепараторы?

7. Почему в СМ не следует размалывать топливо с высоким содержанием влаги?

8. Перечислите преимущества и недостатки среднеходных мельниц.

9. Какова область применения среднеходных мельниц?

10. Как маркируются типоразмеры этих мельниц?

2.5. Мельницы-вентиляторы

Мельницы-вентиляторы (М-В) представляют собой центробежные вентиляторы простейшей конструкции с плоскими радиально расположенными лопатками и предназначены для одновременного исполнения функций мельницы и вентилятора.

Основными элементами М-В являются бронированный изнутри корпус улиточной формы, образующей которого является эвольвента, и рабочее колесо. Рабочее колесо (рис. 2.13) консольно закреплено на валу 3. Оно состоит из основного диска 4, кольцевого диска 1 и установленных между дисками лопаток 2. Лопатки содержат билодержатели 5 и съемные била 7 из износостойкого материала.

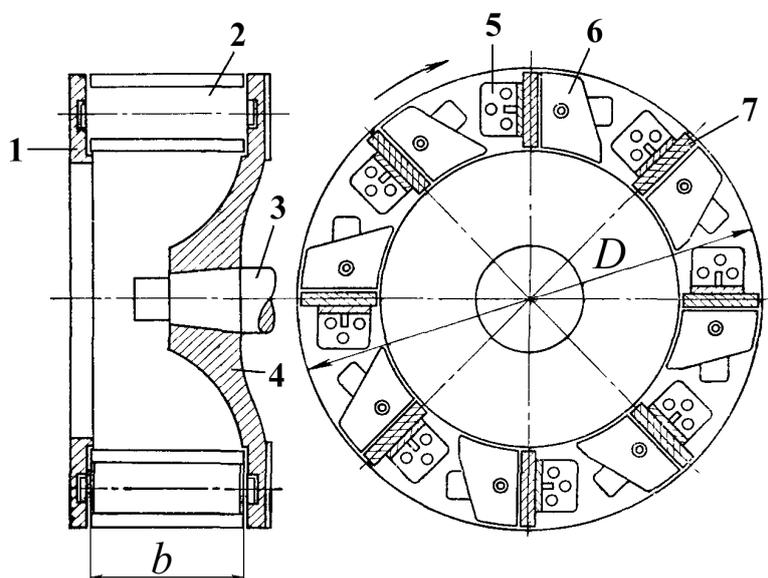


Рис. 2.13. Рабочее колесо мельницы-вентилятора:

1 – кольцевой диск; 2 – лопатки; 3 – вал; 4 – основной диск;
5 – билодержатели; 6 – элементы крепления; 7 – била

По мере износа бил их можно заменять. Возможна и сварная конструкция рабочего колеса с наплавкой износостойкого материала на рабочую поверхность лопатки. Размеры колеса характеризуются его диаметром D и шириной лопатки b .

По профилю улитки корпуса мельницы-вентиляторы делятся на два основных типа: S и N . В М-В типа S улитка более закрытая, а зазор между наружной образующей колеса и внутренней образующей корпуса меньше. В мельницах типа N улитка более открытая, а этот зазор больше. Количественные показатели этой классификации даны в [4]. Рассмотрим конструкцию и принцип действия мельницы-вентилятора типа S фирмы *EVT*, представленной на рис. 2.14.

В качестве СА для М-В обычно используются дымовые газы или газо-воздушная смесь, поэтому пылесистемы с такими мельницами взрывобезопасны. Горячий газовый компонент сушильного агента может отбираться из верхней части топки или поворотной камеры котла. СА поступает в мельницу по газозаборной шахте 3 сверху за счет разрежения, создаваемого рабочим колесом. Дробленка тоже вводится в шахту, поэтому на нисходящем участке происходит предварительная подсушка топлива во время его совместного движения вместе с СА. Топливо и сушильный агент попадают в мельницу через подводящий патрубок 1 и засасываются в область размола – на лопатки рабочего колеса 9.

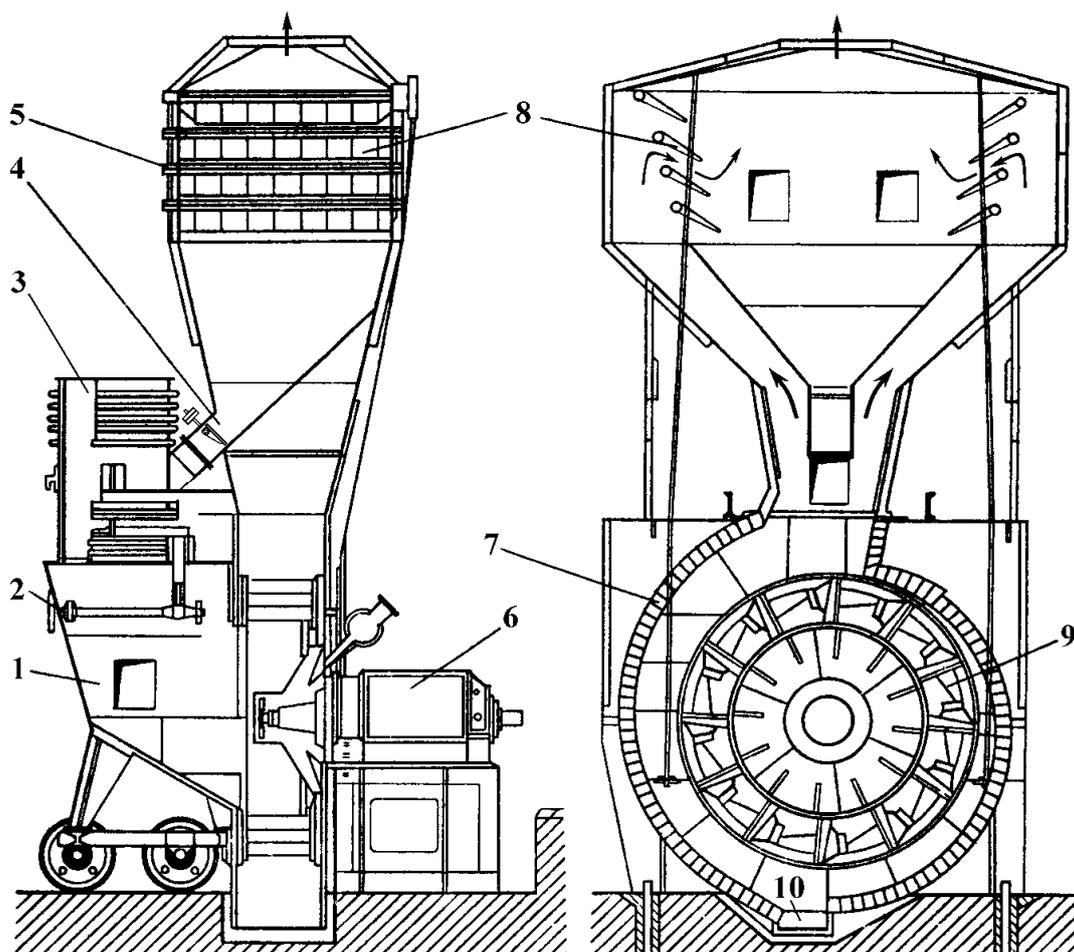


Рис. 2.14. Мельница-вентилятор типа S фирмы EVT:

- 1 – подводящий патрубок; 2 – привод отсечного шибера; 3 – газозаборная шахта;
- 4 – линия возврата; 5 – инерционный сепаратор; 6 – блок подшипников;
- 7 – улиточный корпус; 8 – подвижные лопатки сепаратора; 9 – рабочее колесо;
- 10 – карман для отходов

Колесо вращается с большой скоростью при помощи электродвигателя, который на рис. 2.14 условно не показан. Измельчение происходит практически только за счет удара мелющих элементов, лопаток ро-

тора, по кускам топлива. Для защиты от абразивного износа корпус М-В в области размола закрыт броневыми плитами. В нижней части корпуса предусмотрен карман для отходов 10, в котором скапливаются куски металла и трудноразмалываемые включения.

Размолотый продукт вместе с охлажденным сушильным агентом подается за счет напора, создаваемого рабочим колесом, в инерционный сепаратор 5. На лопатках 8 сепаратора поток пылегазовой смеси дважды изменяет направление движения примерно на 90° . При этом крупные частицы под действием сил инерции выпадают из потока, а готовая пыль выносится потоком к горелкам через отверстие в верхней части сепаратора. Наиболее крупные частицы, выпавшие из потока до попадания на лопатки 8, сползают по наклонной стенке сепаратора вниз и возвращаются в область размола через выходную горловину М-В. Остальные уловленные частицы по линии возврата 4, укомплектованной клапаном-мигалкой, попадают в шахту 3 и далее вместе с дробленкой засасываются на лопатки колеса.

Лопатки сепаратора 8 укомплектованы синхронным приводом. Изменяя угол наклона лопаток, можно влиять на траекторию движения пылегазового потока в сепараторе и тем самым регулировать тонкость помола, добиваясь требуемого значения R_{90} .

Во всех мельницах-вентиляторах подводящий патрубок 1 опирается на катки или колеса и крепится к корпусу мельницы и фланцу газозаборной шахты при помощи болтовых соединений. Если остановить одну М-В на работающем котле и при помощи привода 2 закрыть отсечной шибер газозаборной шахты, можно быстро отстыковать патрубок и откатить его в сторону. Тогда станет доступно рабочее колесо. Для замены колес с изношенными лопатками вместе с группой М-В, устанавливаемых у котла, поставляется специальный съемник, который монтируется на самоходном автопогрузчике. Время замены ротора мельницы на работающей котельной установке составляет примерно 4 ч. Извлеченное из М-В колесо направляется в ремонт для замены бил или для наплавки износостойкого материала на рабочую поверхность лопаток.

Важно, что М-В позволяют организовать отбор газов из котла без использования дымососов газов рециркуляции за счет разрежения, создаваемого рабочим колесом на всасе. Более того, на выходе из мельницы колесо создает напор, достаточный для преодоления аэродинамического сопротивления сепаратора, пылепроводов и горелок. Но этот напор не велик. Поэтому приходится использовать простые схемы подключения этих мельниц к горелкам, а выбор типа горелок ограничен. Кроме

того, экономичность размола в мельницах-вентиляторах заметно ниже, чем в молотковых или среднеходных мельницах.

Самые крупные существующие М-В имеют диаметр ротора около 5 м. Дальнейшее увеличение диаметра не целесообразно, потому что с ростом D ухудшается равномерность распределения топлива по лопаткам, усиливается местный износ лопаток и дисков, снижается экономичность размола. Поэтому оказалось, что для повышения производительности М-В целесообразно использовать мельницы с предвключенной бильной частью (рис. 2.15).

В М-В с предвключенной бильной частью на одном валу с рабочим колесом, до поступления топлива на колесо, предусматривается 2÷3 ряда бил, как в молотковых мельницах. При размоле в бильной части топливо равномерно распределяется в кольцевом зазоре между билами и корпусом. Соответственно топливо равномерно распределяется и по лопаткам колеса, и это уже не дробленка, а продукт размола в молотковой ступени. Поэтому и вследствие равномерного распределения по лопаткам, и из-за уменьшения размера частиц, износ лопаток и дисков колеса снижается. При этом сохраняются преимущества М-В, связанные с самовентиляцией и взрывобезопасностью, а экономичность размола несколько возрастает за счет использования бильной части.

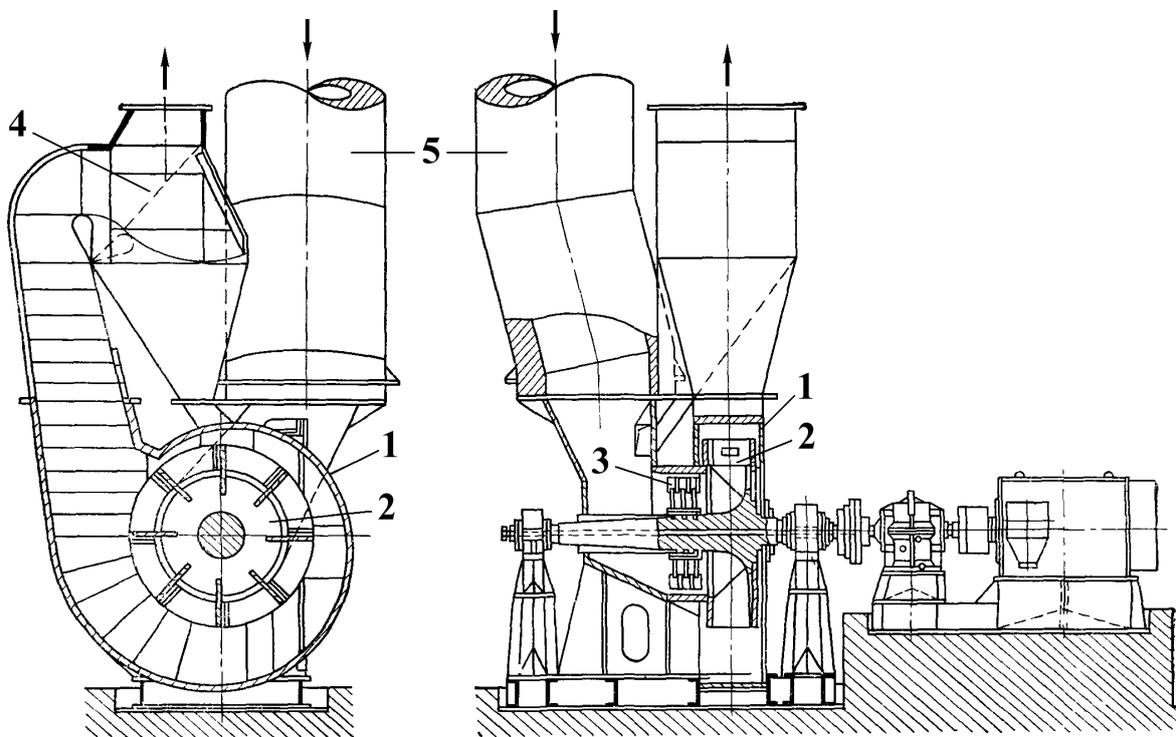


Рис. 2.15. Мельница-вентилятор типа N с предвключенной бильной частью:
1 – литочный корпус; 2 – рабочее колесо; 3 – предвключенная бильная часть;
4 – инерционный сепаратор; 5 – газозаборная шахта

Понятно, что чем больше рядов бил будет в бильной части, тем экономичнее будет размол и больше B_M . Поэтому возможен и другой подход к проблеме: нельзя ли укомплектовать молотковую мельницу вентилярующим колесом? При этом не преследуется цель повышения размольной производительности ММ, а стараются обеспечить ее само-вентиляцию, чтобы совместить экономичный размол с преимуществами не экономичных М-В. В результате появились конструкции типа показанной на рис. 2.16, который взят из рекламного проспекта фирмы *Deutsche Babcock*.

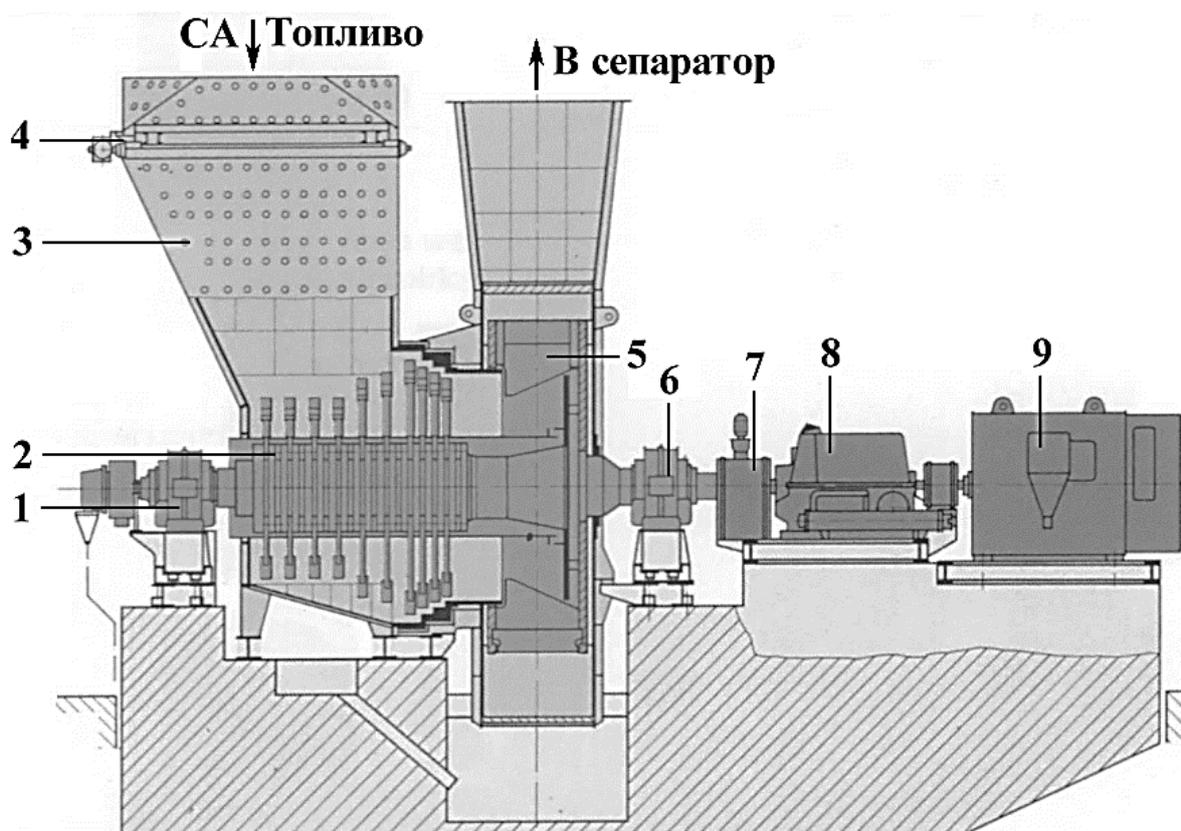


Рис. 2.16. Молотковая мельница

с вентилярующим рабочим колесом (*DGS mill*):

- 1 – опорный подшипник; 2 – десять рядов бил; 3 – подводящий патрубкок;
- 4 – отсечной шибер; 5 – рабочее колесо; 6 – опорно-упорный подшипник;
- 7 – муфта; 8 – коробка скоростей; 9 – электродвигатель

В этой мельнице первые шесть рядов бил используются как в классической ММТ. Последние четыре ряда работают в круглом сужающемся входном патрубке рабочего колеса. Эти четыре ряда, помимо размольной функции, обеспечивают равномерное распределение пыли по лопаткам колеса. Это способствует снижению износа лопаток. Такие

мельницы используются при размоле высоковлажных бурых углей, т.е. явно при газовой или газо-воздушной сушке топлива.

Основным достоинством М-В является простая организация отбора газов из котла без применения дымососов газов рециркуляции. Поэтому мельницы-вентиляторы рационально применять в тех случаях, когда по условиям сушки топлива и (или) из-за высокой взрывоопасности топлива в качестве сушильного агента нужно использовать дымовые газы или газо-воздушную смесь.

При снижении размольной производительности вентиляционная производительность мельниц-вентиляторов $V_{М-В}$, м³/ч, не снижается. Поэтому их рационально укомплектовывать линией рециркуляции СА из-за сепаратора на входную часть с регулировочным шибером. Это позволяет при снижении нагрузки котла уменьшать расход СА в горелки.

В соответствии с [4], М-В типа *N* применяют для размола топлив с высокой влажностью (W^r до 50% и более). Мельницы типа *S* рекомендуются для размола каменных углей с $W^r = 10 \div 15\%$ и бурых углей с умеренной влажностью $W^r = 20 \div 35\%$.

Согласно [1], отечественные М-В типа *N* рекомендуется использовать при размоле бурых углей и как заменяющий тип мельницы – при размоле сланцев и фрезерного торфа.

Что касается сопротивляемости топлива размолу, то в [1] и [4] ничего не говорится об ограничениях по $K_{до}$. Более того, в западной энергетике М-В применяются для размола углей с $K_{до} \approx 0,9$ и даже ниже. Однако в [3] отмечается, что использование М-В особенно целесообразно для высоковлажных и не очень твердых ($K_{до} \geq 1,2$) бурых углей и лигнитов с приведенной влажностью $W^п = 3,6 \div 7,2 \% \cdot \text{кг/МДж}$ ($W^п = 15 \div 30 \% \cdot 10^3 \cdot \text{кг/ккал}$). По-видимому, при $K_{до} \geq 1,2$ потребность в замене ротора мельницы будет умеренной.

В качестве преимуществ М-В можно отметить следующее.

1. Мельница сама обеспечивает отбор газов на сушку топлива, не требуется применения дымососов газов рециркуляции.

2. В пылесистемах с М-В подразумевается газовая или газо-воздушная сушка топлива, поэтому можно обеспечить их взрывобезопасность.

3. Простота конструкции, компактность самих мельниц и компактность систем пылеприготовления с М-В.

Однако недостатки у мельниц-вентиляторов тоже имеются.

1. Низкая экономичность размола на уровне ШБМ.
2. Ограниченная область применения этих мельниц по топливу.
3. Грубый помол ($R_{90} = 40 \div 60\%$) – основная причина позиционирования М-В как мельниц для высокорекреационного топлива.
4. Напор, создаваемый мельницами-вентиляторами не велик. Поэтому обычно мельница подключается к горелкам, расположенным в одном вертикальном блоке.

В России для электростанций выпускаются М-В типа *N*. Обозначение их типоразмеров: МВ 1600/400/980,..., МВ 3400/900/490. Первое число в обозначении – это диаметр рабочего колеса D , мм; второе – ширина лопатки b , мм, и третье – частота вращения ротора n , об/мин.

Контрольные вопросы и задания

1. Из каких основных элементов состоит рабочее колесо М-В?
2. Используя рис. 2.14, расскажите о конструкции мельницы-вентилятора.
3. Используя рис. 2.14, расскажите о принципе действия М-В.
4. Почему появились М-В с предвключенной бильной частью?
5. Расскажите о конструкции и работе мельницы, представленной на рис. 2.16, используя этот рисунок.
6. Назовите область применения М-В разных типов.
7. Перечислите преимущества и недостатки мельниц-вентиляторов.
8. Как обозначаются типоразмеры отечественных М-В типа *N*?

3. ВЫБОР ТИПА И ТИПОРАЗМЕРА МЕЛЬНИЦЫ

3.1. Выбор типа мельницы

При выборе типа мельницы необходимо учитывать следующие характеристики топлива.

1. Коэффициент размолоспособности $K_{\text{ло}}$. Чем ниже $K_{\text{ло}}$, тем труднее топливо поддается размолу и поэтому быстрее изнашиваются мелющие органы.

2. Реакционная способность топлива, выражаемая выходом летучих веществ на горючую массу топлива V^{daf} . Чем ниже V^{daf} , тем меньше, по условиям экономичного сжигания топлива, рекомендуемое значение R_{90} . Но обеспечить тонкий помол могут не все типы мельниц.

3. Содержание колчеданной серы на рабочую массу топлива $S_{\text{к}}^r$. Чем оно больше, тем сильнее износ мелющих органов.

4. Зольность топлива на сухую массу A^d . Чем больше содержание золы, тем интенсивнее износ мелющих органов.

5. Влажность топлива на рабочую массу W^r . Это связано с тем, что М-В традиционно используются для размола высоковлажных видов топлива, а СМ – для размола относительно сухих каменных углей.

Рекомендации по выбору типа мельницы представлены в табл. 3.1.

Контрольные вопросы и задания

1. Какие характеристики топлива влияют на выбор мельницы?
2. Как влияет на этот выбор коэффициент размолоспособности топлива $K_{\text{ло}}$? Какие мельницы нужно применять для топлива с $K_{\text{ло}} \leq 1$?
3. Почему рекомендуемое значение R_{90} влияет на выбор типа мельницы? Какие мельницы могут обеспечить тонкий помол?
4. По какой причине необходимо учитывать содержание колчеданной серы на рабочую массу? Какой тип мельницы нужно выбирать, если $S_{\text{к}}^r \geq 6\%$?
5. Как и почему зольность топлива влияет на выбор типа мельницы?
6. Рационально ли использовать М-В для размола АШ?
7. Можно ли использовать среднеходные мельницы для березовского угля марки Б2?
8. Какой тип мельницы подходит для размола кизеловского угля марки Г?

**Выбор типа мельницы
(для котлов паропроизводительностью не менее 20 т/ч)**

Топливо	$K_{\text{до}}$	V^{daf} , %	Рекомендуемый тип	Заменяющий тип
Антрациты (АШ, АСШ)	Нет ограничений		ШБМ	-
Каменные угли и полуантрациты	≤ 1	Нет ограничений	ШБМ	-
Продукты обогащения (многозольные)	$\leq 1,2$	То же	ШБМ	-
Продукты обогащения (многозольные) ¹⁾	$> 1,2$	То же	ШБМ	ММ ³⁾ , СМ ²⁾
Каменные угли и полуантрациты ¹⁾	$\geq 1,1$	То же	СМ ²⁾	ММ ³⁾ , ШБМ
Каменные угли ¹⁾	$> 1,0$	≥ 28	СМ ²⁾ , ММ ⁴⁾	ШБМ
Бурые угли при сушке воздухом в замкнутых схемах пылеприготовления	Нет ограничений ⁵⁾		ММ	М-В
Бурые угли при сушке смесью газов с воздухом в замкнутых схемах пылеприготовления	Нет ограничений ⁵⁾		М-В	ММ
Сланцы	Нет ограничений		ММ	М-В
Фрезерный торф	-	Нет ограничений	ММ	М-В

1) Для топлива с $S_k^r \geq 6\%$ применяются только ШБМ.

2) Применяются если $K_{\text{до}} \geq 1,1$. Для углей с $A^d \geq 30\%$ СМ применять при получении положительного опыта.

3) Для топлива с $V^{daf} \geq 28\%$.

4) Могут применяться для топлива с $V^{daf} < 28\%$, а также с $K_{\text{до}} < 1$ при получении положительного опыта.

5) Для бурых углей с $K_{\text{до}} \leq 1$ лучше применять ШБМ.

3.2. Выбор количества мельниц на котел, определение рекомендуемой производительности мельницы

Рекомендуемое число мельниц на котел Z_M (табл. 3.2) зависит от паропроизводительности котла D , т/ч, и типа систем пылеприготовления. С увеличением паропроизводительности Z_M возрастает независимо от типа пылесистем. Но если пылесистемы с промбункером, то при фиксированном

значении D число мельниц меньше, чем для пылесистем с прямым вдуванием. Это связано с тем, что запас пыли в бункере снижает влияние отключения мельниц на работу котла. Кроме того, для систем пылеприготовления с промежуточным бункером пыли характерно наличие связей по пыли между ними. Поэтому запас пыли в бункере установки с остановленной мельницей может пополняться за счет соседних мельниц, если их размольная производительность выбрана с запасом. В большинстве случаев в табл. 3.2 рекомендуемое Z_M задано в виде диапазона, например, 2–4. В этой связи нужно помнить, что, по крайней мере в случае пылесистем с прямым вдуванием, количество горелок должно быть кратно числу мельниц. Например, если горелок 8, то мельниц может быть 2 или 4, но не 3.

Таблица 3.2

Рекомендуемое число мельниц на один котел

Тип мельницы	Паропроизводительность котла D , т/ч							
	12–35	50–75	120–260	320–420	500–670	1000	1650	2650
Пылесистемы с прямым вдуванием								
ШБМ	2 ¹⁾	2	2	–	–	–	–	–
ММ	2	2	2–4	3–4	4–6	4–6	6–8	8–10
М-В	2	2	2–4	3–4	4–6	4–6	6–8	8–10
СМ	2	2	2–4	3–4	4	4–6	6–8	8–10
Пылесистемы с промбункером								
ШБМ	1	1	1–2 ²⁾	1–2 ²⁾	2	2	4	6
ММ, СМ	–	–	2	2–3	2–4	4	6	8

1) Для котлов с $D < 50$ т/ч, если технология производства допускает кратковременное прекращение подачи пара, можно применять одну мельницу на котел.

2) Одна мельница допускается для не блочных котлов при осуществлении связи по пыли между соседними котлами.

Перед выбором типоразмера мельницы нужно определить, какой должна быть ее производительность.

Для пылесистем с прямым вдуванием рекомендуемая размольная производительность мельницы, т/ч, определяется по формуле:

$$B_{\text{мр}} = \frac{\lambda \cdot B}{1000 \cdot (Z_M - 1)}. \quad (3.1)$$

Здесь B – полный расход топлива на котел [5], кг/ч; λ – коэффициент, устанавливающий относительную нагрузку котла при отключении одной мельницы, который выбирается по рекомендациям [1] в зависимости от

Z_M . В соответствии с этими рекомендациями: $\lambda = 0,6$ если $Z_M = 2$, $\lambda = 0,8$ если $Z_M = 3, 4$ и $\lambda = 0,9$ если $Z_M \geq 5$. Однако в последние годы **наметилась тенденция**, в соответствии с которой при разработке блочных котлов с $D \geq 670$ т/ч $\lambda = 1$. В этом случае даже при остановке одной мельницы энергоблок сможет нести нагрузку 100 %.

Если пылесистемы с промежуточным бункером пыли:

$$B_{\text{мп}} = \frac{K_{\text{зап}} \cdot B}{1000 \cdot Z_M}. \quad (3.2)$$

Коэффициент запаса $K_{\text{зап}}$ зависит от типа мельниц, потому что потребность в ремонте для ШБМ меньше. В соответствии с рекомендациями [1], для пылесистем с ШБМ всегда принимается $K_{\text{зап}} = 1,1$. Для установок с ММ или СМ учитывается еще и Z_M , потому что чем больше мельниц, тем меньше повлияет остановка одной из них на работу котла. В этом случае $K_{\text{зап}} = 1,35$ если $Z_M = 2$, $K_{\text{зап}} = 1,2$ если $Z_M = 3$ и $K_{\text{зап}} = 1,1$ если $Z_M \geq 4$.

Контрольные вопросы и задания

1. Почему при одинаковой паропроизводительности для котлов, укомплектованных пылесистемами с промбункером, рекомендуемое число мельниц меньше?
2. Нужно ли при выборе числа мельниц на котел учитывать количество установленных на нем горелок?
3. Почему $K_{\text{зап}}$ для ШБМ, как правило, получается меньше?
4. Почему для остальных мельниц $K_{\text{зап}}$ зависит от их количества?
5. По каким формулам определяется рекомендуемая размольная производительность мельницы?

3.3. Выбор типоразмера ШБМ

Размольная производительность, т/ч, вентилируемой ШБМ с цилиндрическим барабаном при использовании центробежного сепаратора определяется по формуле:

$$B_M = \frac{0,11 \cdot D_6^{2,4} \cdot L_6 \cdot n^{0,8} \cdot \psi_6^{0,6} \cdot K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}} \cdot K_{\text{вен}} \cdot K_{\text{бр}} \cdot K_{\text{эк}}}{\Pi_{\text{др}} \cdot \sqrt{\ln \frac{100}{R_{90}}}}. \quad (3.3)$$

Здесь $D_б$ и $L_б$ – соответственно диаметр и длина барабана, м; n – частота вращения барабана, об/мин; $\psi_б$ – степень шаровой загрузки барабана; $\Pi_{вл1}$ и $\Pi_{вл2}$ – поправки на влажность топлива (п. 4.2, [1]); $K_{вен}$ – коэффициент вентиляции; $K_{бр}$ – коэффициент, учитывающий форму брони; $K_{эк}$ – коэффициент, учитывающий снижение производительности в эксплуатационных условиях; $\Pi_{др}$ – поправка на дробление. Для ШБМ $K_{эк} = 0,9$. При использовании волнистой брони $K_{бр} = 1$. По сути поправки на влажность вносятся для пересчета $K_{до}$ с лабораторных условий размола, при которых он определялся, на условия размола в реальной мельнице. Размер поступающей в мельницу дробленки на практике тоже может отличаться, что учитывается поправкой $\Pi_{др}$, п. 4.2, [1].

Формула (3.3) является полуэмпирической. Производительность ШБМ зависит от высоты падения шаров $h_{ш}$ (рис. 3.1), которая в свою очередь определяется частотой вращения барабана, степенью шаровой загрузки, формой брони и диаметром барабана. Рассмотрим влияние этих факторов.

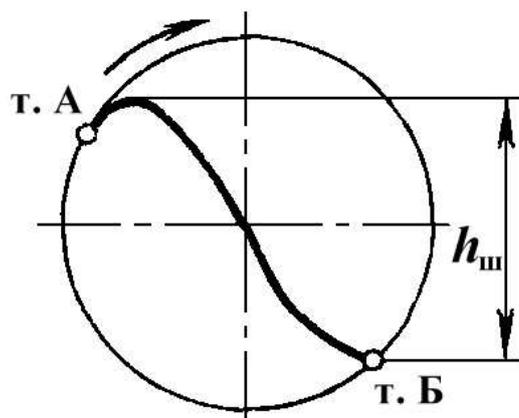


Рис. 3.1. Траектория и высота падения шаров в ШБМ

С увеличением частоты вращения величина $h_{ш}$ сначала возрастает и достигает некоторого максимального значения $h_{ш.макс}$, которому соответствует $n_{опт}$. Но при дальнейшем увеличении n высота падения сначала уменьшается, а при некоторой критической частоте вращения $n_{кр}$ шары «прилипают» к поверхности барабана, и производительность V_m падает до нуля. В табл. 4.1, [1], для многих типоразмеров мельниц помимо $D_б$, $L_б$ и др. характеристик, приводится частота вращения n . При проведении расчетов нужно ориентироваться на эти значения, они близки к $n_{опт}$.

Степень шаровой загрузки является важным показателем работы ШБМ. По физическому смыслу это отношение объема шаров, загруженных в барабан, к объему барабана:

$$\psi_{\text{б}} = G_{\text{ш}} / (\gamma_{\text{ш.нас}} \cdot V_{\text{б}}). \quad (3.4)$$

В этом уравнении $G_{\text{ш}}$ – масса засыпанных в барабан шаров, т; $\gamma_{\text{ш.нас}} = 4,9 \text{ т/м}^3$ – насыпная плотность шаров; объем барабана $V_{\text{б}}$, м^3 , принимается по табл. 4.1, [1]. **Существует понятие об оптимальной степени шаровой загрузки $\psi_{\text{б.опт}}$, которая для мельниц с волнистой броней в большинстве случаев близка к 0,2.** Для мельниц с другим типом брони $\psi_{\text{б.опт}}$ будет другой, например, для каблучковой брони – порядка 0,16.

С увеличением диаметра барабана эффективность размола резко возрастает. Поэтому, как видно из (3.3) размольная производительность увеличивается пропорционально $D_{\text{б}}^{2,4}$. Если же при $D_{\text{б}} = \text{const}$ возрастает длина барабана, то зона размола просто становится пропорционально больше. Поэтому $B_{\text{м}}$ в формуле (3.3) прямо пропорциональна $L_{\text{б}}$.

Важную роль играет коэффициент вентиляции $K_{\text{вент}}$, так как пыль из всех мельниц, работающих в индивидуальных пылесистемах, выносятся СА. По сути, этот коэффициент есть отношение текущей производительности мельничного вентилятора $V_{\text{м.в}}$ к некоторому значению $V_{\text{м.в.опт}}$, при котором обеспечивается минимальный суммарный расход электроэнергии на размол и пневмотранспорт.

Поэтому при расчетах ШБМ нужно принимать $K_{\text{вент}} = 1$, а оптимальную производительность мельничного вентилятора, $\text{м}^3/\text{ч}$, при которой это достигается, можно определить по формуле:

$$V_{\text{м.в.опт}} = \frac{38 \cdot V_{\text{б}}}{n \cdot \sqrt{D_{\text{б}}}} \cdot (1000 \cdot \sqrt[3]{K_{\text{ло}}} + 36 \cdot R_{90} \cdot \sqrt{K_{\text{ло}}} \cdot \sqrt[3]{\psi_{\text{б}}}). \quad (3.5)$$

Возможен разный подход к выбору типоразмера ШБМ. Можно напрямую определять размольную производительность по формуле (3.3), приняв $K_{\text{вент}} = 1$ и $\psi_{\text{б}} = 0,2$, чтобы подобрать мельницу с производительностью как можно ближе к рекомендуемому значению $B_{\text{мр}}$. **Но лучше поступить следующим образом.**

Номинальная производительность типоразмеров ШБМ указана в табл. 3.1, [1], для антрацитового штыба с конкретными характеристиками. Если расчетное топливо тоже АШ, то из стандартного ряда выбирается мельница с номинальной производительностью по АШ $B_{\text{таб}}$ как можно ближе к $B_{\text{мр}}$. Если расчетное топливо другое, то можно в первом

приближении определить производительность мельницы на этом топливе. Для этого сначала находят коэффициент пересчета:

$$k_{\text{пер}} = \left(\frac{K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}}}{\left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^m} \right)_{\text{топ}} \times \left(\frac{\left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^m}{K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}}} \right)_{\text{таб}} . \quad (3.6)$$

В формуле (3.6) комплекс с индексом «топ» относится к расчетному топливу, а комплекс с индексом «таб» – к табличному, в данном случае АШ. Для шаровых барабанных мельниц m в формуле (3.6) равно 0,5. Затем, после пересчета по формуле

$$B_{\text{топ}} = k_{\text{пер}} \cdot B_{\text{таб}} , \quad (3.7)$$

выбирают из ряда мельницу с $B_{\text{топ}}$ как можно ближе к $B_{\text{мр}}$. Обычно нужно проверить 2–3 мельницы, чтобы выбрать подходящую. Можно обойтись и без пересчета, но тогда проверка степени шаровой загрузки барабана $\psi_{\text{с}}$ займет больше времени.

Для выполнения этой проверки формулу (3.3) нужно преобразовать таким образом, чтобы для требуемой размольной производительности $B_{\text{мр}}$ можно было определить степень шаровой загрузки барабана:

$$\psi_{\text{с}} = \left(\frac{B_{\text{мр}} \cdot \Pi_{\text{др}} \cdot \sqrt{\ln \frac{100}{R_{90}}}}{0,11 \cdot D_{\text{с}}^{2,4} \cdot L_{\text{с}} \cdot n^{0,8} \cdot K_{\text{бр}} \cdot K_{\text{эк}} \cdot K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}} \cdot K_{\text{вен}}} \right)^{\frac{1}{0,6}} \quad (3.8)$$

Теперь нужно оценить полученный результат. Обычно степень шаровой загрузки ШБМ находится в диапазоне $\psi_{\text{с}}=0,18-0,21$, т.е. близка к оптимальной. Практически не встречаются мельницы, работающие с $\psi_{\text{с}}$ меньше 0,15. Если $\psi_{\text{с}} < 0,15$, то мельница слишком велика и это приведет к повышенному расходу электроэнергии на размол. Значит, нужно проверить типоразмер с меньшей производительностью.

Верхний предел диапазона изменения $\psi_{\text{с}}$ ограничен некоторой величиной, соответствующей максимальной массе шаров $G_{\text{ш.мах}}$. Значения $G_{\text{ш.мах}}$ для типоразмеров отечественных ШБМ представлены в табл. 4.1, [1]. Если масса шаров больше максимальной, то при вращении барабана шары и топливная загрузка будут попадать во входной и выходной патруб-

ки. Это приведет к повреждениям, а нормальная работа мельницы будет невозможна. Поэтому необходимо определить массу шаров, соответствующую полученному значению ψ_6 :

$$G_{\text{ш}} = \psi_6 \cdot \gamma_{\text{ш.нас}} \cdot V_6 \cdot \quad (3.9)$$

Если $G_{\text{ш}} > G_{\text{ш.мах}}$, то рассматриваемый типоразмер ШБМ не может обеспечить $B_{\text{мр}}$. Значит, нужно проверять следующий типоразмер, с большей производительностью.

Если мельница выбрана правильно, т.е. выполняются условия $\psi_6 \geq 0,15$ и $G_{\text{ш}} \leq G_{\text{ш.мах}}$, то нужно еще по рекомендациям п. 4.2, [1], определить удельные затраты электроэнергии на размол $\mathcal{E}_{\text{рзм}}$, кВт·ч/т.

Мощность на валу двигателя, потребляемая на вращение барабана, кВт:

$$N_{\text{в.дв}} = \frac{1}{\eta_{\text{прв}}} (0,122 \cdot D_6^3 \cdot L_6 \cdot n \cdot \gamma_{\text{ш.нас}} \cdot \psi_6^{0,9} \cdot K_{\text{бр}} \cdot K_{\text{тл}} + 1,86 \cdot D_6 \cdot L_6 \cdot n \cdot S_6). \quad (3.10)$$

Здесь $\eta_{\text{прв}}$ – КПД привода; $K_{\text{тл}}$ – коэффициент, учитывающий свойства топлива; S_6 – толщина стенки барабана, м. Значения этих величин определяются по рекомендациям п. 4.2, [1].

Мощность, потребляемая из сети, кВт:

$$N_6 = N_{\text{в.дв}} / \eta_{\text{эл}} \cdot \quad (3.11)$$

Если КПД электродвигателя $\eta_{\text{эл}}$ не известен, он принимается из диапазона 0,92–0,94. Удельный расход электроэнергии на размол:

$$\mathcal{E}_{\text{рзм}} = \frac{N_6 + N_{\text{доп}}}{B_{\text{мр}}}. \quad (3.12)$$

В этом уравнении $N_{\text{доп}}$ – дополнительная мощность, потребляемая при работе некоторых типоразмеров ШБМ, п. 4.2, [1].

С практической точки зрения выбор типоразмера ШБМ рассмотрен в Приложении 2.

Контрольные вопросы и задания

1. Как изменяется размольная производительность ШБМ при увеличении частоты вращения барабана?
2. Почему длина барабана гораздо меньше влияет на размольную производительность, чем его диаметр?
3. Что такое степень шаровой загрузки? Каково примерно ее оптимальное значение для мельниц с волнистой броней?

4. Как обеспечивается оптимальное значение вентиляции мельницы? Чему при этом равно значение $K_{\text{вент}}$?

5. Какие критерии оценки помогают понять, насколько хорошо выбран типоразмер ШБМ?

3.4. Выбор типоразмера ММ

Для мельниц с инерционным сепаратором при размоле бурых углей или сланцев максимальная размольная производительность, т/ч:

$$B_M = \frac{1,5 \cdot u^3 \cdot L \cdot m_D^{0,25} \cdot K_{\text{эк}} \cdot (1,43 \cdot N_i - 1)^{0,7} \cdot K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}}}{10^5 \cdot \Pi_{\text{др}} \cdot \left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^{0,6} \cdot \left(1 + \frac{1,5 \cdot D}{w_{\text{с.а}}^2} \right)} \quad (3.13)$$

Для мельниц с центробежным сепаратором при размоле каменных углей максимальная размольная производительность, т/ч:

$$B_M = \frac{1,4 \cdot u^3 \cdot L \cdot m_D^{0,25} \cdot K_{\text{эк}} \cdot K_{\text{зак}} \cdot (1,43 \cdot N_i - 1)^{0,7} \cdot K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}}}{10^5 \cdot \Pi_{\text{др}} \cdot \left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^{0,6} \cdot \left(1 + \frac{0,5 \cdot D}{w_{\text{с.а}}^2} \right)} \quad (3.14)$$

В этих формулах окружная скорость бил (молотков) $u = \pi \cdot D \cdot n / 60$, где D – диаметр ротора, м, n – частота вращения, об/мин; L – длина ротора, м; m_D – количество бил в одном ряду по окружности ротора. Коэффициент $K_{\text{эк}}$ учитывает снижение производительности в условиях эксплуатации. Для ММ он принимается равным 0,85. Коэффициент $K_{\text{зак}}$ учитывает степень закрытия ротора. Параметр N_i – это относительная мощность мельницы. Поправки $\Pi_{\text{вл1}}$, $\Pi_{\text{вл2}}$ и $\Pi_{\text{др}}$ определяются по указаниям п. 4.2, [1] и вводятся с той же целью, что в формуле для ШБМ; $w_{\text{с.а}}$ – скорость сушильного агента в сечении ротора, м/с.

Коэффициент $K_{\text{зак}}$ принимается равным 1 при открытом роторе и 0,7 при закрытом. Мельницы с закрытым ротором рекомендуются для размола каменных углей с тонкостью пыли $R_{90} \leq 25\%$.

Относительная мощность является важным показателем работы ММ. По определению это отношение мощности N_M , потребляемой мельницей при размоле угля, к мощности холостого хода $N_{\text{х.х}}$, потребляемой при вращении ротора без топливной загрузки, но при среднем расходе СА:

$$N_i = N_M / N_{\text{х.х}} \quad (3.15)$$

Рекомендуемое значение относительной мощности $N_{i,\text{рек}}$, соответствующее минимальному удельному расходу электроэнергии на размол, определяется по формуле:

$$N_{i,\text{рек}} = N_{i0} \cdot K_{\text{аб}} \cdot K_{\text{кон}}. \quad (3.16)$$

Коэффициент $K_{\text{аб}}$ учитывает абразивность топлива, а коэффициент $K_{\text{кон}}$ зависит от типа сепаратора, диаметра ротора и степени открытия ротора. N_{i0} – это относительная мощность при $K_{\text{аб}} = 1$ и $K_{\text{кон}} = 1$. Подробные рекомендации по расчету $N_{i,\text{рек}}$ приведены в п. 4.4, [1]. **Уточненные значения $K_{\text{аб}}$** для многих видов топлива представлены в Приложении 1.

Поскольку пыль из молотковых мельниц всегда выносится сушильным агентом, в формулах (3.13) и (3.14) присутствует коэффициент вентиляции в виде параметра:

$$K_{\text{вен}} = \left(1 + \frac{c \cdot D}{w_{\text{с.а}}^2} \right)^{-1}. \quad (3.17)$$

Независимо от значения c , которое в первом случае равно 1,5, а во втором – 0,5, величина $K_{\text{вен}} < 1$.

Скорость СА в сечении ротора $w_{\text{с.а}}$ ограничивается [1]. При размоле каменных углей в ММ с центробежным сепаратором рекомендуемое значение $[w_{\text{с.а}}] = 2-3,5$ м/с. При размолу бурых углей и сланцев в мельницах с инерционным сепаратором $[w_{\text{с.а}}] = 3-5$ м/с. Нижний предел обусловлен экономичностью работы, верхний – аэродинамическим сопротивлением мельницы и сепаратора. Но от $w_{\text{с.а}}$ зависит не только вентиляция мельницы, но и показатели работы пылесистемы и топки.

Если на ММ, размалывающей бурые угли и сланцы, установлен гравитационный сепаратор, то $B_{\text{м}}$, т/ч, определяют по формуле:

$$B_{\text{м}} = \frac{a \cdot u^3 \cdot L \cdot m_D^{0,25} \cdot K_{\text{эк}} \cdot (1,43 \cdot N_i - 1)^{0,5} \cdot K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}}}{10^5 \cdot \Pi_{\text{др}} \cdot \ln \frac{100}{R_{90}}}. \quad (3.18)$$

В этом случае $K_{\text{вен}} = 1$, значения коэффициента a равно 1 для бурых углей и 1,2 для сланцев.

В формулы (3.13), (3.14) и (3.18) входит u^3 , поэтому размольная производительность мельницы в этом случае пропорциональна D^3 . Если же при $D = \text{const}$ возрастает длина ротора, а значит и число рядов бил, то

зона размола просто становится пропорционально больше. Поэтому B_M в этих формулах прямо пропорциональна L . Число бил в ряду тоже влияет на B_M , но гораздо меньше, и поэтому оно включено в формулы в степени 0,25. При закрытом роторе, если $N_i = \text{const}$, вырабатывается более тонкая пыль. Сам факт утонения помола учитывается в формулах непосредственно, через R_{90} . Но если ротор закрытый, время пребывания частиц в мельнице возрастает, поэтому B_M снижается на 30% ($K_{\text{зак}} = 0,7$ в формуле (3.14)). В результате из конструктивных параметров ММ наибольшее влияние на размольную производительность оказывает диаметр ротора и степень его закрытия.

При использовании гравитационного сепаратора и размоле фрезерного торфа применяют формулу для B_M , т/ч:

$$B_M = 1,45 \cdot 10^{-2} \cdot u \cdot D \cdot L \cdot m_D^{0,25} \cdot w_{\text{ш}}^{1,2} \cdot (1,43 \cdot N_i - 1)^{0,5}. \quad (3.19)$$

Эта формула отличается по структуре от всех приведенных ранее. И вот почему. Для торфа, в отличие от других видов энергетического твердого топлива, вообще не вводится понятие о $K_{\text{ло}}$ и для него нет рекомендаций по R_{90} . В отличие от углей и сланцев, торф обладает волокнистой фактурой с повышенной влажностью, а значит и большей склонностью к упругим деформациям. В формуле (3.19) $w_{\text{ш}}$ – скорость СА в конце шахты, м/с. Для торфа рекомендуемое значение $[w_{\text{ш}}] = 3,5 - 4,5$ м/с. При размоле фрезерного торфа в ММ с инерционным сепаратором используют эту же формулу, но рекомендуемый диапазон другой: $[w_{\text{ш}}] = 4,5 - 5$ м/с. Однако при неизменном сечении шахты от $w_{\text{ш}}$ зависит не только вентиляция мельницы, но и показатели работы СМС и топки.

Возможен разный подход к выбору типоразмера ММТ. Можно напрямую определять размольную производительность по приведенным формулам, приняв скорость СА по рекомендациям и используя $N_{i,\text{рек}}$, чтобы подобрать мельницу с производительностью как можно ближе к рекомендуемому значению $B_{\text{мр}}$. При этом значения D , L и n принимаются из обозначения типоразмера мельницы, а $m_D^{0,25}$ – по табл. 4.9, [1]. **Однако в этом случае нет четкого критерия оценки выбора. Поэтому лучше поступить следующим образом.**

Номинальная размольная производительность ММТ дана в табл. 4.10, [1] для некоторых характерных видов твердого топлива. При этом указывается, какой тип сепаратора используется. Если топливо и тип сепаратора в нашем случае совпадают с одним из вариантов, указан-

ных в таблице, то из стандартного ряда просто выбирается мельница с производительностью $B_{\text{таб}}$ как можно ближе к $B_{\text{мп}}$.

Если топливо другое, то в случае размола каменных углей в мельницах с центробежным сепаратором, или бурых углей в ММТ с инерционным сепаратором, можно в первом приближении определить номинальную производительность мельницы на этом топливе путем пересчета по формуле (3.6). При этом принимается $m=0,6$. Выбирая для пересчета табличный уголь из табл. 4.10, [1], нужно учитывать и степень закрытия ротора. Если используется центробежный сепаратор, то пересчет ведется или со львовско-волынского угля, если ММТ с открытым ротором, или с экибастузского, если мельница с закрытым ротором. Нужно выбрать из ряда мельницу с $B_{\text{топ}}$ как можно ближе к $B_{\text{мп}}$.

Если расчетное топливо бурый уголь, но нужно использовать гравитационный сепаратор, то подходящего варианта для пересчета в табл. 4.10, [1] нет. В этом случае необходимо просто выбрать типоразмер ММТ из стандартного ряда и провести проверку выполнения требований по относительной мощности мельницы N_i .

Сущность проверки по относительной мощности N_i , которая выполняется во всех случаях, заключается в следующем. В формулы для прямого определения размольной производительности входит комплекс $(1,43 \cdot N_i - 1)^x$. Показатель степени $x = 0,7$ в формулах (3.13) и (3.14) и $x = 0,5$ в формулах (3.18) или (3.19). Соответствующую формулу нужно преобразовать таким образом, чтобы для требуемой размольной производительности $B_{\text{мп}}$ можно было определить сначала комплекс $K_{N_i} = (1,43 \cdot N_i - 1)^x$, а затем и значение N_i . Например, при размоле каменных углей в ММТ с центробежным сепаратором получим:

$$K_{N_i} = \frac{B_{\text{мп}} \cdot 10^5 \cdot \Pi_{\text{др}} \cdot \left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^{0,6} \cdot \left(1 + \frac{0,5 \cdot D}{w_{\text{с.а}}^2} \right)}{1,4 \cdot u^3 \cdot L \cdot m_D^{0,25} \cdot K_{\text{эк}} \cdot K_{\text{зак}} \cdot K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}}}, \quad (3.20)$$

$$N_i = \frac{1}{1,43 \cdot (K_{N_i})^{0,7} + 1}. \quad (3.21)$$

Если мельница выбрана правильно, должно выполняться условие:

$$\left| \frac{N_{i,\text{рек}} - N_i}{N_{i,\text{рек}}} \right| \cdot 100 \leq 15\%. \quad (3.22)$$

Если это требование не удовлетворяется, то с учетом полученных результатов проверяют другой типоразмер ММТ.

Удельный расход электроэнергии на размол, кВт·ч/т, для молотковых мельниц определяется исходя из **текущих значений** относительной мощности N_i и размольной производительности B_M :

$$\mathfrak{E}_{\text{рзм}} = \frac{N_i \cdot N_{\text{х.х}}}{B_M}. \quad (3.23)$$

Нужно отметить, что значения скорости сушильного агента в сечении ротора мельницы $w_{\text{с.а}}$, входящее в формулы (3.13) и (3.14), и скорости $w_{\text{ш}}$ в конце шахты, входящее в формулу (3.19) важны не только для обеспечения требуемой размольной производительности ММТ. От них будут зависеть и условия сушки топлива в пылесистеме, а также доля первичного воздуха r_1 в воздушном балансе топки. Если пылесистема с воздушной сушкой, следует сразу, задавшись $w_{\text{с.а}}$, рассчитать r_1 .

Расход СА за сепаратором, м³/ч:

$$V''_{\text{се}} = 3600 \cdot D \cdot L \cdot w_{\text{с.а}}. \quad (3.24)$$

Объем влажной смеси на 1 кг топлива, м³/кг:

$$V_{\text{вл.см}} = \frac{V''_{\text{се}}}{1000 \cdot B_M}. \quad (3.25)$$

Массовое количество сушильного агента, кг/кг:

$$g_1 = \left(\frac{273 \cdot V_{\text{вл.см}}}{273 + t_2} - \frac{\Delta W}{0,804} \right) \cdot \frac{\gamma_{0\text{в}}}{1 + K_{\text{прс}}}. \quad (3.26)$$

В последнем уравнении t_2 – температура за пылесистемой, °С, п. 5.4, [1]; ΔW – влагосъем в пылесистеме, кг/кг (см. [1], п. 2.3); $\gamma_{0\text{в}}$ – плотность воздуха при НУ, кг/нм³, а $K_{\text{прс}}$ – коэффициент присоса в долях от g_1 , которые принимаются соответственно по рекомендациям п. 5.3 и п. 5.6 [1].

Массовое количество первичного воздуха, кг/кг:

$$g_{\text{пер}} = g_1 \cdot (1 + K_{\text{прс}}). \quad (3.27)$$

Доля первичного воздуха:

$$r_1 = \frac{g_{\text{пер}}}{\gamma_{0\text{в}} \cdot V^0}. \quad (3.28)$$

Здесь V^0 – теоретический объем воздуха, нм³/кг, табл. XI, [5]. Если полученное значение r_1 не удовлетворяет рекомендациям табл. 6.1 данного учебного пособия, нужно с учетом полученного результата принять но-

вое значение $w_{с.а}$ и снова определить долю первичного воздуха. Обычно удается добиться, чтобы и r_1 , и $w_{с.а}$, попадали в рекомендуемые диапазоны, т.к. эти диапазоны достаточно широки.

Пример выбора типоразмера ММТ представлен в Приложении 2.

Контрольные вопросы и задания

1. Что такое относительная мощность молотковой мельницы?
2. В каких случаях следует выбирать ММТ с закрытым ротором?
3. С чем связаны ограничения по нижнему и верхнему значению скорости СА в сечении ротора?
4. Почему для ММТ с закрытым ротором ($K_{зак}=0,7$) размольная производительность ниже?
5. Что является критерием правильности выбора типоразмера молотковой мельницы?
6. Почему важно, чтобы для выбранного типоразмера ММТ одновременно выполнялись условия и по $w_{с.а}$, и по r_1 ?

3.5. Выбор типоразмера МВС

Максимальная производительность мельницы валковой среднеходной с горизонтальным размольным столом, т/ч:

$$B_M = \frac{5,9 \cdot D^3 \cdot K_{эк} \cdot K_{ло} \cdot \Pi_{вл1} \cdot \Pi_{вл2}}{\Pi_{др} \cdot \sqrt{\ln \frac{100}{R_{90}}}} \quad (3.29)$$

Видно, что B_M пропорциональна диаметру размольного стола D в кубе. Поправки $\Pi_{вл1}$, $\Pi_{вл2}$ и $\Pi_{др}$ позволяют учесть, что реальные условия размола отличаются от лабораторных, при которых определялся $K_{ло}$. Коэффициент $K_{эк}$ учитывает снижение размольной производительности в эксплуатационных условиях вследствие износа мелющих органов. Для МВС он принимается 0,9.

Для нормальной вентиляции среднеходных мельниц должно выполняться условие $K_{вент}=1$, поэтому $K_{вент}$ явно не входит в формулу (3.29). Для обеспечения $K_{вент}=1$ нужно, чтобы расход сушильного агента вместе с присосом, но без испаренной влаги был равен, кг/ч:

$$G_B = (1,5 \div 2,0) \cdot 1000 \cdot B_M \quad (3.30)$$

Детальная информация о необходимой вентиляции МВС обычно содержится в заводской документации. Если она недоступна, можно использовать для оценки формулу (3.30).

Подбор типоразмера МВС сводится к нахождению такой выпускаемой мельницы, чтобы ее производительность B_M , определенная по (3.29), была как можно ближе к B_{MP} . Желательно, чтобы при этом выполнялось условие $B_{MP} \leq B_M$. Показатели работы некоторых выпускаемых типоразмеров МВС при размоле характерных для них углей приведены в табл. 4.8, [1]. Полный ряд выпускаемых типоразмеров представлен на сайте АО «Тяжмаш», г. Сызрань.

Мощность, потребляемая мельницей при производительности B_M , определенной по (3.29), кВт:

$$N_{рзм} = 0,6 \cdot a \cdot D^3, \quad (3.31)$$

при этом значение коэффициента a рассчитывают по формуле:

$$a = 115 - 15 \cdot D. \quad (3.32)$$

Если мельница работает с некоторой размольной производительностью B_M^* меньше максимальной производительности, определенной по формуле (3.29), то фактическое значение потребляемой мощности, кВт:

$$N_{рзм} = \frac{1,53 \cdot (0,6 \cdot a \cdot D^3)}{\left(B_M / B_M^*\right) + 0,53}. \quad (3.33)$$

Удельный расход электроэнергии на размол, кВт·ч/т:

$$\Theta_{рзм} = \frac{N_{рзм}}{B_M^*}. \quad (3.34)$$

Контрольные вопросы и задания

1. Сформулируйте условие, при котором достигается нормальная вентиляция МВС.

2. Как осуществляется выбор типоразмера валковой среднеходной мельницы из стандартного ряда?

3. Проанализируйте в первом приближении, как качественно изменится размольная производительность МВС, если вместо донецкого Т она начнет размалывать черемховский Д? Характеристики углей смотрите в Приложении 1.

3.6. Выбор типоразмера М-В типа N

Максимальная размольная производительность мельницы-вентилятора без предвключенной бильной части при работе на угле, т/ч:

$$B_M = \frac{0,115 \cdot D \cdot b \cdot u \cdot K_{\text{эк}} \cdot K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}}}{\Pi_{\text{др}} \cdot \sqrt{\ln \frac{100}{R_{90}}}} \quad (3.35)$$

Здесь D – диаметр мельничного колеса, м; b – ширина лопаток колеса, м. Окружная скорость $u = \pi \cdot D \cdot n / 60$ зависит от диаметра и частоты вращения n , об/мин. Поправки $\Pi_{\text{вл1}}$, $\Pi_{\text{вл2}}$ и $\Pi_{\text{др}}$ определяются по указаниям п. 4.2, [1]. Коэффициент $K_{\text{эк}}$ равен 0,9.

Диаметр колеса в качестве сомножителя входит в эту формулу дважды: в явном виде и в неявном, при определении u . Поэтому размольная производительность М-В пропорциональна D^2 . Ширина лопатки тоже влияет на производительность, но в меньшей мере, потому что с ростом b просто пропорционально увеличивается в осевом направлении область размола.

При размоле фрезерного торфа характер влияния конструктивных параметров на B_M сохраняется, но из-за специфики этого топлива формула принимает вид:

$$B_M = 0,3 \cdot u \cdot D \cdot b \quad (3.36)$$

Коэффициент вентиляции не входит в явном виде в формулы (3.35) и (3.36), потому что вентиляция обеспечивается за счет работы мельничного колеса, и $K_{\text{всн}}=1$. Производительность М-В по СА, м³/ч:

$$V_{\text{М-В}} = 148 \cdot D^3 \cdot n \cdot \varphi, \quad (3.37)$$

где φ – коэффициент расхода, определяемый по рис. 4.17, [1].

Максимальная размольная производительность мельницы-вентилятора с предвключенной бильной частью из 2–3 рядов бил:

$$B_{\text{М.б}} = 1,1 \cdot B_M \quad (3.38)$$

Подбор типоразмера М-В сводится к нахождению такой выпускаемой мельницы, чтобы ее производительность B_M , определенная по (3.35) или (3.36), была как можно ближе к $B_{\text{мп}}$. Желательно, чтобы при этом выполнялось условие $B_{\text{мп}} \leq B_M$. Показатели работы некоторых выпускаемых типоразмеров мельниц-вентиляторов при размоле характерных для

них углей приведены в табл. 4.12, [1]. Полный ряд выпускаемых типоразмеров представлен на сайте АО «Тяжмаш», г. Сызрань.

После выбора типоразмера М-В нужно определить суммарный расход электроэнергии на размол и пневмотранспорт $\mathcal{E}_{\text{общ}}$, кВт·ч/т. Ведь пневмотранспорт в данном случае обеспечивается собственно мельницей.

Объем влажной смеси на 1 кг топлива, м³/кг:

$$V_{\text{вл.см}} = \frac{V_{\text{М-В}}}{1000 \cdot B_{\text{М}}^*}. \quad (3.39)$$

Здесь $B_{\text{М}}^*$ – производительность М-В, для которой определяется $\mathcal{E}_{\text{общ}}$.

Если сушка газовая, массовое количество СА, кг/кг:

$$g_1 = \left(\frac{273 \cdot V_{\text{вл.см}}}{273 + t_2} - \frac{\Delta W}{0,804} \right) \cdot \left(\frac{1}{\gamma_{0\Gamma}} + \frac{K_{\text{прс}}}{\gamma_{0\text{В}}} \right)^{-1}. \quad (3.40)$$

В этом уравнении $\gamma_{0\Gamma}$ – плотность газов при НУ, кг/нм³, п. 5.3 [1].

Массовое количество влажной смеси на 1 кг топлива, кг/кг:

$$g_{\text{вл.см}} = (1 + K_{\text{прс}}) \cdot g_1 + \Delta W. \quad (3.41)$$

Плотность влажной смеси при НУ за сепаратором, кг/нм³:

$$\gamma''_{\text{се}} = \frac{g_{\text{вл.см}}}{V_{\text{вл.см}}}. \quad (3.42)$$

Полный напор, развиваемый М-В на не запыленном газовом потоке, мм вод. ст.:

$$H_{\text{в.полн}} = \frac{\psi \cdot \gamma''_{\text{се}} \cdot u^2}{9,81}. \quad (3.43)$$

Здесь ψ – коэффициент напора, который в зависимости от соотношения b/D определяется по рис. 4.15 или 4.16, [1].

Концентрация топлива перед сепаратором, кг/кг:

$$\mu'_{\text{се}} = \frac{1000 \cdot B_{\text{М}}^* \cdot K_{\text{ц}} \cdot (100 - W^r)}{V_{\text{М-В}} \cdot \gamma''_{\text{се}} \cdot (100 - W^{\text{пл}})}, \quad (3.44)$$

где кратность циркуляции $K_{\text{ц}}$ в соответствии с табл. 7.3а, [1], принимается равной 4.

Напор, необходимый для преодоления сопротивления внешней сети на запыленном потоке, мм. вод. ст.:

$$H_{\text{тл}} = \frac{H_{\text{в.полн}}}{1 + 1,5 \cdot \mu'_{\text{се}}}. \quad (3.45)$$

Мощность, потребляемая М-В на не запыленном потоке, кВт:

$$N_B = \frac{V_{M-B} \cdot H_{B,полн}}{367000 \cdot \eta \cdot \eta_{эл}}. \quad (3.46)$$

При расчетах принимают КПД электродвигателя $\eta_{эл} = 0,92$. КПД мельницы-вентилятора η определяется по рис. 4.15 или 4.16, [1].

Мощность, потребляемая на размол и пневмотранспорт, кВт:

$$N_{тл} = \frac{N_B}{1 - 1,5 \cdot \mu'_{се}} \cdot (1 + 1,9 \cdot \mu'_{се}). \quad (3.47)$$

Суммарный расход электроэнергии на размол и пневмотранспорт:

$$\mathcal{E}_{общ} = \frac{N_{тл}}{B_M^*}. \quad (3.48)$$

Контрольные вопросы и задания

1. Что сильнее влияет на размольную производительность М-В: диаметр колеса или ширина лопатки?
2. Запишите формулу, по которой можно оценить производительность М-В по СА.
3. Почему для остальных мельниц определяются удельные затраты на размол $\mathcal{E}_{рзм}$, а для мельниц-вентиляторов суммарный расход электроэнергии на размол и пневмотранспорт $\mathcal{E}_{общ}$?
4. От чего зависит коэффициент напора ψ ?
5. Какой обычно принимается кратность циркуляции $K_{ц}$?

4. СИСТЕМЫ ПЫЛЕПРИГОТОВЛЕНИЯ

4.1. Классификация систем пылеприготовления

Наряду с понятием «система пылеприготовления» применяются понятия «пылесистема» и «сушильно-мельничная система» (СМС).

СМС делятся на центральные и индивидуальные. В центральных сушка и размол топлива для всех котлов осуществляются централизованно, на пылезаводе, расположенном в специальном здании на территории электростанции, но не входящем в состав котельной установки. Готовая пыль поступает к котлам по специальным трубопроводам. Весь отработанный сушильный агент (ОСА) после очистки от пыли сбрасывается в атмосферу.

Кроме пылезаводов, встречаются СМС только с централизованной сушкой топлива.

Из-за больших капитальных, эксплуатационных и ремонтных затрат, повышенной взрывоопасности и недостаточно надежной работы оборудования центральные пылесистемы имеют ограниченное применение.

Гораздо большее распространение получили индивидуальные СМС, расположенные в непосредственной близости от котлов (рис. 4.1). Их можно классифицировать по ряду признаков.

По виду сушильного агента различают пылесистемы:

- с воздушной сушкой (СА – смесь потоков воздуха с разной температурой или горячего воздуха с частью ОСА);
- с газозвушной (СА – смесь газов и воздуха);
- с газовой (СА – смесь газовых потоков с разной температурой).

Во всех случаях СА как минимум двухкомпонентный. Это позволяет, изменяя доли компонентов, регулировать температуру t_1 на входе в мельницу, влияя тем самым на условия сушки топлива.

По типу среды, транспортирующей пыль в котел, различают СМС:

- с подачей пыли в топку ОСА;
- с подачей пыли горячим воздухом;
- с подачей пыли смесью горячего и холодного воздуха.

По способу подачи пыли в котел выделяют пылесистемы с прямым вдуванием и с промежуточным бункером пыли (промбункером). При прямом вдувании все подготовленное топливо из мельниц подается в горелки котла ОСА. Расход топлива на котел равен суммарной размольной производительности мельниц. Остановка одной из них ведет к прекращению подачи пыли в связанные с нею горелки.

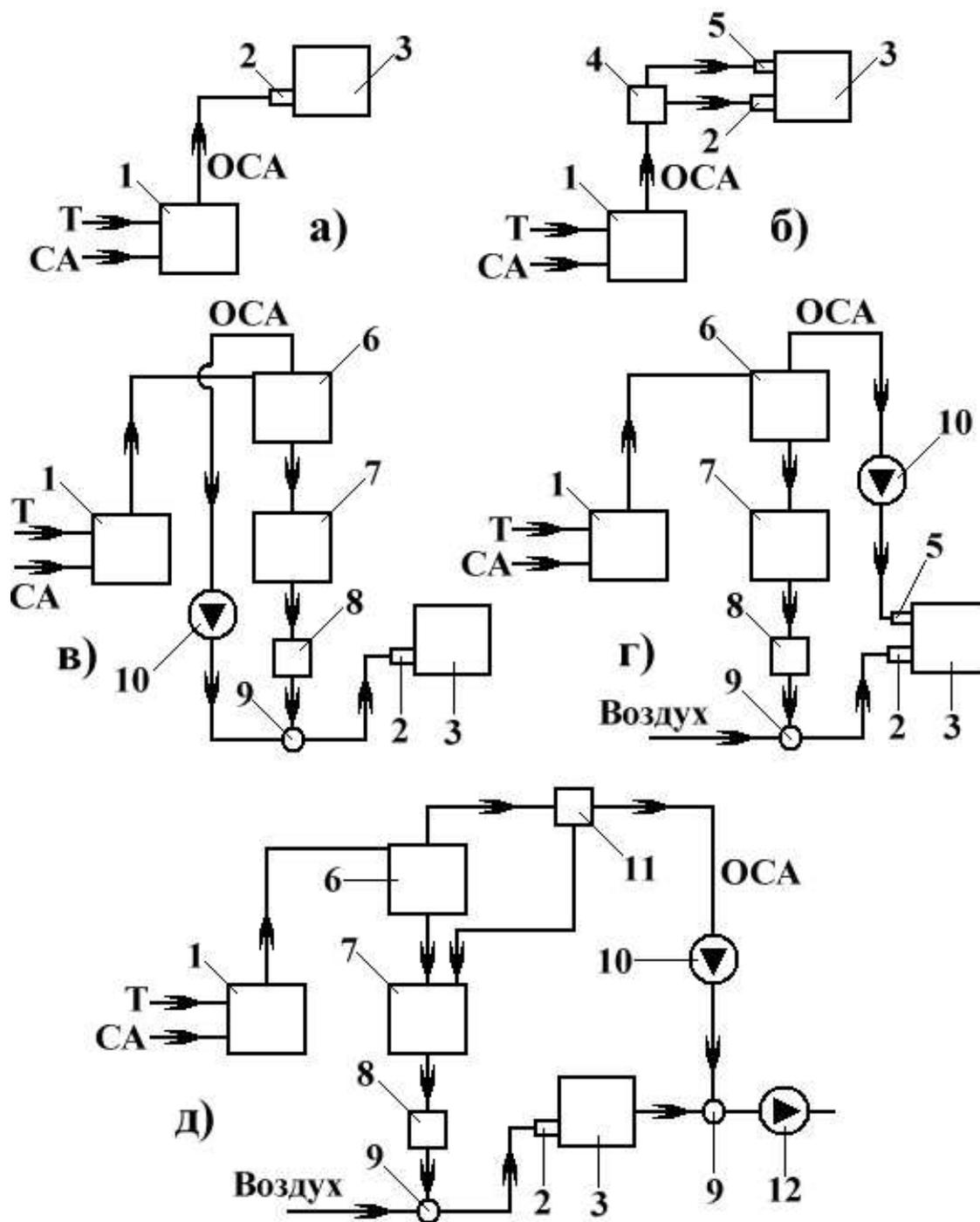


Рис. 4.1. Функциональные схемы СМС:

- а) с прямым вдуванием пыли в топку ОСА; б) то же, но при наличии пылеконцентратора; в) с промбункером и подачей пыли в топку ОСА (замкнутая); г) с промбункером и подачей пыли в топку воздухом (полуразомкнутая); д) с промбункером и подачей пыли в топку воздухом (разомкнутая); позиции: 1 – мельница с сепаратором, 2 – основные горелки, 3 – котел, 4 – пылеконцентратор, 5 – сбросные горелки, 6 – циклон для улавливания пыли, 7 – промбункер, 8 – пылепитатели, 9 – смесители, 10 – мельничный вентилятор, 11 – рукавный фильтр; 12 – дымосос; Т – топливо; СА – сушильный агент; ОСА – отработанный сушильный агент

Для котлов, работающих на высоковлажных и многозольных бурых углях с $Q_i' \leq 6$ МДж/кг (1430 ккал/кг) в схемах с прямым вдуванием устанавливаются пылеконцентраторы. Подробно такая схема описана в п. 6.4. настоящего учебного пособия – она позволяет улучшить условия воспламенения и горения низкосортного топлива.

В системах с промбункером до 90% пыли улавливается из ОСА в циклонах и направляются в специальные емкости – промбункера, объем которых должен обеспечить работу котла на протяжении не менее 2 часов. Из промбункера пыль питателями подается в трубопроводы и транспортирующей средой уносится в котел. В СМС с промбункером отсутствует жесткая связь между пылеприготовлением и расходом сжигаемого топлива. В котлах, укомплектованных такими пылесистемами, удается осуществлять режим работы без отключения горелок даже при остановленной мельнице.

По способу использования отработанного сушильного агента индивидуальные СМС с промбункером делятся на замкнутые, полуразомкнутые и разомкнутые.

В замкнутых системах весь влажный ОСА вместе с пылью поступает в основные горелки. В полуразомкнутых СМС после циклонов ОСА вместе с остатками неуловленной пыли направляется к сбросным горелкам, расположенным на котле выше основных, в которые пыль транспортируется из промбункера воздухом. Это позволяет увеличить температуру аэросмеси в основных горелках и исключить попадание в зону активного горения испаренной в пылесистемах влаги, что существенно улучшает условия воспламенения, горения и выхода жидкого шлака.

В разомкнутых схемах пылеприготовления весь ОСА пропускается через рукавные фильтры. Уловленная пыль попадает в промбункер, а отработанный сушильный агент сбрасывается в газоходы котла перед дымососами. Все топливо подается в котел воздухом.

По уровню давления различают пылесистемы:

- под избыточным давлением, в которые присос наружного воздуха не возможен;
- под разрежением, в них возможен присос воздуха из атмосферы.

Контрольные вопросы и задания

1. Чем индивидуальные системы пылеприготовления отличаются от центральных?
2. Почему центральные пылесистемы встречаются гораздо реже?
3. Как пылесистемы классифицируются по типу сушки, по типу транспортирующей среды?

4. Почему сушильный агент всегда состоит как минимум из двух компонентов?
5. В чем разница между СМС с промежуточным бункером пыли и с прямым вдуванием?
6. Каково основное преимущество пылесистем с промбункером?
7. Что такое полуразомкнутая СМС?
8. Что происходит с отработанным сушильным агентом в разомкнутых системах пылеприготовления?
9. Всегда ли возможен присос атмосферного воздуха в СМС?

4.2. Пылесистемы с прямым вдуванием

Индивидуальные системы пылеприготовления с прямым вдуванием расположены непосредственно у котла и отличаются компактностью и простотой. Возможные варианты таких пылесистем представлены на рис. 4.2.

Их основными элементами являются мельницы и сепараторы разных типов. Помимо этого в состав оборудования входят бункер сырого топлива, отсекающий шибер, питатель топлива, клапаны-мигалки, взрывные клапаны, течи топлива, воздухопроводы и пылепроводы; регулирующие и отсекающие клапаны, пыледелители. Если используется газовая или газо-воздушная сушка, есть еще и газопроводы для отбора продуктов сгорания. Иногда применяются мельничные вентиляторы. При размоле высоковлажных топлив с приведенной влажностью $W^п \geq 1,91\% \cdot \text{кг/МДж}$ ($W^п \geq 8\% \cdot 10^3 \cdot \text{кг/ккал}$) используются устройства для предварительной подсушки топлива перед мельницей.

Рассмотрим подробнее пылесистему, показанную на рис. 4.2 (а). Дробленка из бункера сырого топлива 5 питателем топлива 4 подается в течку топлива. Между бункером 5 и питателем 4 обязательно предусматривается отсекающий шибер 6. Он позволяет в случае ремонта питателя прекратить поступление на него топлива – иначе дробленку пришлось бы удалять с питателя до тех пор, пока не опустеет бункер.

На течке топлива обычно устанавливается клапан-мигалка 7. Это необходимо, так как эта пылесистема находится под избыточным давлением, которое создается дутьевым вентилятором 10. Благодаря создаваемому им напору, осуществляется вентиляция мельницы 2 и транспортировка пыли к горелкам 8. Клапан-мигалка открывается под действием веса накопившейся на нем дробленки и снова закрывается. Поэтому герметичность течи топлива утрачивается лишь кратковременно, в моменты срабатывания клапана. Если бы его не было, возросли бы потери СА, которым является подогретый воздух, в атмосферу и увеличились бы за-

траты электроэнергии на привод дутьевого вентилятора. Следует отметить, что в последнее время все чаще применяются так называемые плотные питатели сырого топлива. В этом случае устанавливать мигалку нет необходимости.

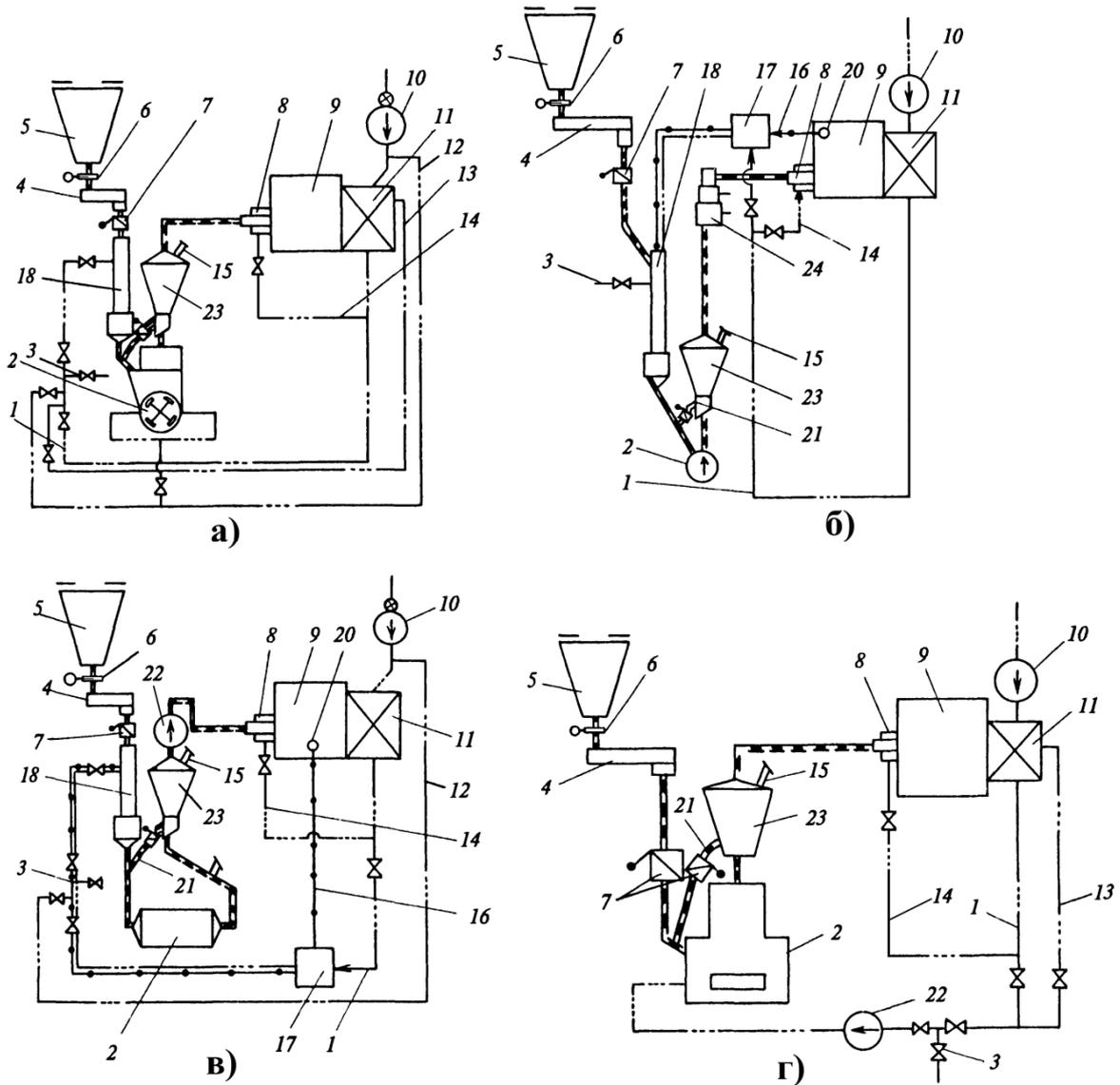


Рис. 4.2. Индивидуальные системы пылеприготовления с прямым вдуванием:
 а) с молотковыми мельницами и воздушной сушкой; б) с мельницами-вентиляторами и газовой сушкой;
 в) с ШБМ и газовой сушкой; г) со среднеходными мельницами и воздушной сушкой; 1 – воздухопровод горячего воздуха; 2 – мельница; 3 – атмосферный клапан; 4 – питатель сырого топлива; 5 – бункер сырого топлива; 6 – отсекающий шибер; 7 – клапан-мигалка; 8 – горелки; 9 – котел; 10 – дутьевой вентилятор; 11 – воздухоподогреватель; 12 – воздухопровод присадки холодного воздуха; 13 – воздухопровод присадки слабоподогретого воздуха; 14 – воздухопровод вторичного воздуха; 15 – взрывной клапан; 16 – линия отбора газов из котла; 17 – смеситель; 18 – устройство нисходящей сушки; 20 – газозаборное окно; 21 – линия возврата крупной пыли в мельницу; 22 – мельничный вентилятор; 23 – сепаратор; 24 – пыледелитель

После клапана-мигалки дробленка попадает в устройство нисходящей сушки 18, где происходит порядка 40% от общего влагосъема пылесистемы. В молотковой мельнице 2 продолжается сушка и осуществляется эффективный размол подсушенного топлива. Пыль из мельницы выносятся влажным СА в центробежный сепаратор 23, в котором слишком крупные частицы улавливаются и по линии возврата попадают на доразмол в мельницу.

На линии возврата тоже есть клапан-мигалка, который срабатывает периодически под действием веса накопившейся на нем пыли. Если бы линия возврата была все время открыта, то значительная часть СА поступала бы в сепаратор помимо мельницы. При этом нормальная работа сепаратора была бы невозможна, а вентиляция ММ ухудшилась бы, что привело бы и к снижению размольной производительности. Нужно, однако, помнить, что в случае применения молотковой мельницы инерционный или центробежный сепаратор устанавливается непосредственно на ней, а клапан-мигалка на линии возврата не является отдельным элементом, а интегрирован в сепаратор (см. рис. 2.5).

Из сепаратора готовая пыль транспортируется влажным сушильным агентом в горелки 8. В схемах с прямым вдуванием воздух, содержащийся в отработанном СА, является первичным воздухом. Остальной воздух, вторичный, поступает в горелки по воздухопроводам 14.

Места прохода вала ротора ММ через корпус уплотняются воздухом, подаваемым с напорной стороны дутьевого вентилятора по воздухопроводу 12, чтобы исключить запыление цеха. В соответствии с правилами взрывобезопасности, предусматривается установка взрывных клапанов 15. Если происходит взрыв пылегазовой смеси, то давление в пылесистеме мгновенно возрастает. При этом взрывной клапан раскрывается, а основное оборудование остается невредимым.

В рассматриваемой пылесистеме сушильный агент формируется из трех потоков воздуха: холодного, слабopодогретого и горячего. Расход СА через мельницу поддерживается на уровне, необходимом для ее нормальной вентиляции. Поэтому нельзя воздействовать этим расходом на условия сушки. Но при помощи клапанов, установленных на воздухопроводах 1, 12 и 13, можно изменять доли компонентов в сушильном агенте. От этого будет зависеть начальная температура СА перед мельницей t_1 , а значит и условия сушки топлива.

В системах пылеприготовления, представленных на рис. 4.2, позиции (б), (в) и (г), сушильный агент двухкомпонентный. Это тоже позволяет при требуемой по условиям размола вентиляции мельницы влиять на условия сушки топлива путем изменения долей компонентов в СА.

В пылесистеме, показанной на рис. 4.2, (б), вентиляция обеспечивается за счет работы мельничного колеса М-В. Поэтому на участке до мельницы давление ниже атмосферного и существует присос наружного воздуха в систему пылеприготовления. В СМС, представленной на рис. 4.2, (в), вентиляция мельницы обеспечивается мельничным вентилятором 22, установленным за сепаратором. Следовательно, эта пылесистема работает под разрежением, с присосом наружного воздуха. Если бы в этих системах пылеприготовления на течке сырого топлива не было клапана-мигалки 7, присос существенно увеличился бы, и нормальная работа была бы невозможна.

Пылесистемы с прямым вдуванием и шаровыми барабанными мельницами (рис. 4.2, (в)) встречаются очень редко. Это связано с тем, что при снижении размольной производительности экономичность работы ШБМ заметно падает. В СМС со среднеходной мельницей, представленной на рис. 4.2, (г), мельничный вентилятор установлен перед СМ. Поэтому она находится под давлением и работает без присоса. Клапан-мигалка на течке топлива нужен здесь по той же причине, что и для пылесистемы на рис. 4.2, (а).

Системы пылеприготовления с прямым вдуванием обладают следующими преимуществами.

1. Простота устройства и эксплуатации.
2. Компактность.
3. Суммарные затраты электроэнергии на размол и транспорт пыли меньше, чем для СМС с промбункером.

Перечислим теперь их недостатки.

1. При отключении мельниц одновременно отключаются по топливу связанные с ними горелки, поэтому нарушается топочный режим.

2. При жесткой связи по пыли между системами пылеприготовления и котлом мельницы работают на переменной нагрузке, соответствующей нагрузке котла, а не с экономически выгодной размольной производительностью.

3. В большинстве СМС с прямым вдуванием отсутствует мельничный вентилятор, что ограничивает возможности совершенствования технологической схемы сжигания. Это связано с небольшим располагаемым напором за мельницами, что ограничивает длину пылепроводов и свободную компоновку горелок.

Системы пылеприготовления с прямым вдуванием применяют для твердого топлива с $V^{daf} \geq 20\%$. Обычно их используют в сочетании с ММ, СМ или М-В. Применение в них ШБМ может быть оправдано только для котлов, работающих на базовой нагрузке.

Контрольные вопросы и задания

1. Что входит в состав оборудования СМС с прямым вдуванием?
2. Зачем на течке сырого топлива устанавливается клапан-мигалка?
3. Зачем и в каких случаях используются устройства для предварительной подсушки топлива перед мельницей?
4. Почему клапаны-мигалки устанавливают на линиях возврата из сепаратора в мельницу?
5. Для чего сушильный агент состоит из двух-трех компонентов с разной температурой?
6. Используя рис. 4.2, расскажите, как работают представленные на нем системы пылеприготовления.
7. Перечислите преимущества и недостатки пылесистем с прямым вдуванием.
8. Какова область применения таких СМС?

4.3. Пылесистемы с промежуточным бункером пыли

Индивидуальные системы пылеприготовления с промбункером расположены непосредственно около котла и входят в состав котельной установки. Основными их элементами являются мельницы и сепараторы разных типов, циклон, мельничный вентилятор, перекидной шибер, реверсивный шнек, промбункер, пылепитатели, смесители. Помимо этого в состав оборудования входят бункер сырого топлива, отсекающие шиберы, питатель сырого топлива, клапаны-мигалки, взрывные клапаны, тчки топлива, воздухопроводы и пылепроводы; регулирующие и отсекающие клапаны, линии влагоотсоса. В случае воздушной сушки используются линии рециркуляции отработанного СА. Если сушка газовая или газо-воздушная, добавляются еще газопроводы для отбора продуктов сгорания из котла. В некоторых случаях используются вентиляторы горячего воздуха. При необходимости применяются устройства для предварительной подсушки топлива перед мельницей.

Исходя из состава оборудования, можно заключить, что пылесистемы с промбункером более сложные и менее компактные, чем СМС с прямым вдуванием. В них больше динамических элементов, поэтому надежность работы пылесистем с пылевым бункером ниже, а затраты электроэнергии на размол и пневмотранспорт выше, чем в пылесистемах с прямым вдуванием. Однако использование промбункера большой ем-

кости позволяет в значительной мере разорвать связь по топливу между мельницами и котлом и избежать немедленного отключения горелок по топливу при останове мельниц.

Все СМС с промбункером обязательно укомплектованы мельничным вентилятором, расположенным по ходу СА в конце пылесистемы (рис. 4.3). Этот вентилятор создает разрежение на всасе, и поэтому вся система находится под разрежением и работает с присосом наружного воздуха. Однако именно мельничный вентилятор обеспечивает движение сушильного агента в системе и вентиляцию мельниц.

На рисунке 4.3 представлены некоторые возможные варианты пылесистем с промбункером. Рассмотрим принцип действия системы пылеприготовления, показанной на рис. 4.3, (а). Это индивидуальная замкнутая пылесистема с промежуточным бункером, сушкой топлива горячим воздухом и транспортировкой пыли в горелки влажным сушильным агентом, укомплектованная шаровой барабанной мельницей.

Дробленка из бункера 5 питателем 4 подается в течку сырого топлива. Между бункером и питателем обязательно предусматривается отсекающий шибер 6. Он необходим, чтобы можно было в случае ремонта питателя прекратить поступление на него частиц угля.

На течке сырого топлива обычно устанавливается клапан-мигалка 7. Клапан открывается лишь периодически, под действием веса накопившейся на нем дробленки, а большую часть времени герметично закрывает течку. Если бы его не было, то присос наружного воздуха в СМС увеличился бы. Однако в последнее время все чаще применяются так называемые плотные питатели сырого топлива. В этом случае устанавливать мигалку нет необходимости.

С клапана-мигалки топливо попадает в устройство нисходящей сушки 18, где происходит порядка 40% от всего влагосъема пылесистемы. В ШБМ 2 продолжается сушка и осуществляется эффективный размол подсушенного топлива. Пыль из мельницы выносится влажным СА в центробежный сепаратор 23, в котором слишком крупные частицы улавливаются и по линии возврата 21 попадают на доразмол в мельницу. На рисунке 4.3, (г), линия возврата показана детально. Видно, что на ней установлен сдвоенный блок мигалок, гарантирующий герметичное закрытие линии в любой момент времени. Если бы мигалок на линии возврата не было, то значительная часть СА поступала бы в сепаратор помимо мельницы. При этом нормальная работа сепаратора была бы невозможна, а вентиляция ШБМ ухудшилась бы, что привело бы и к снижению размольной производительности.

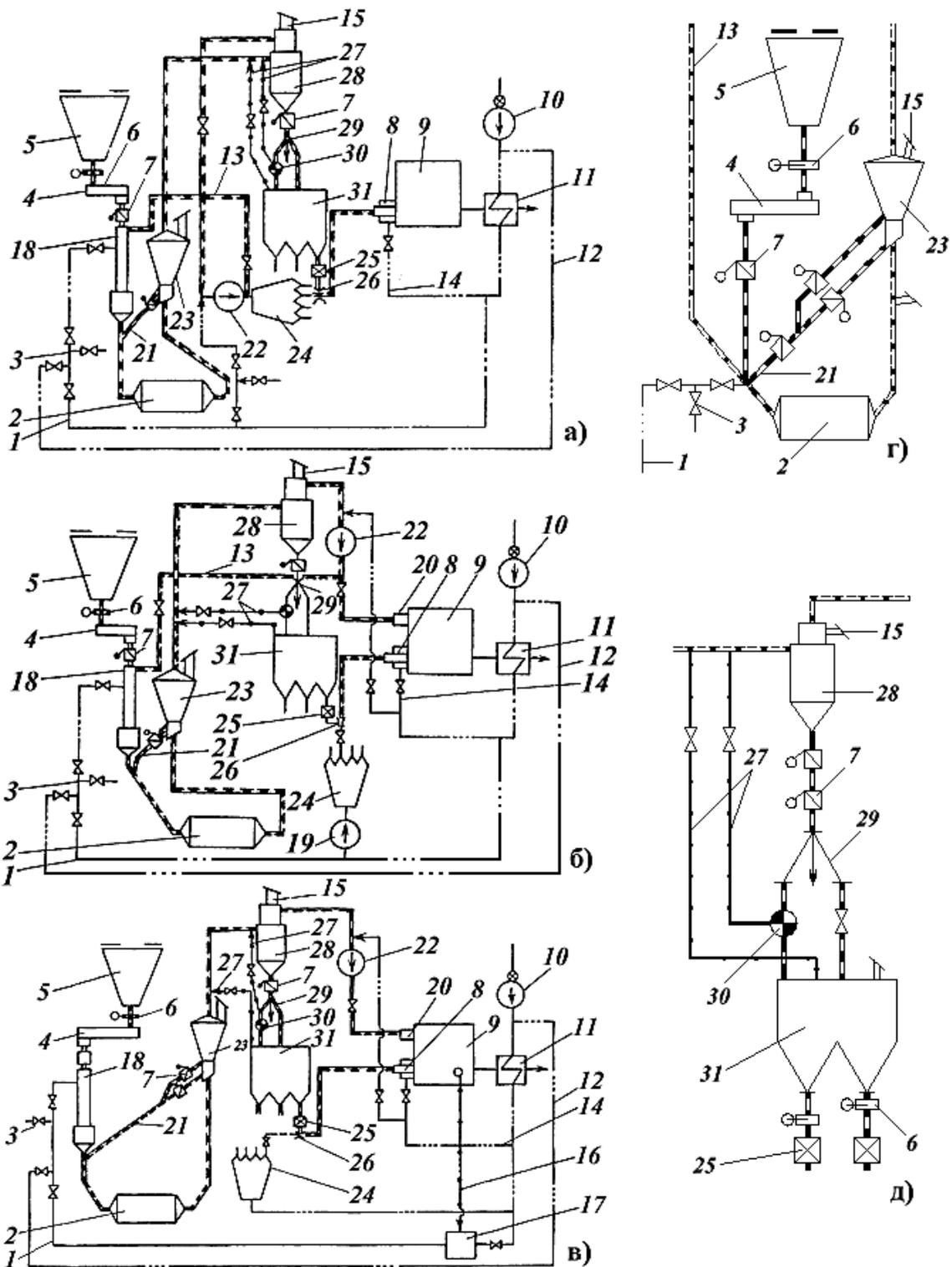


Рис. 4.3. Пылесистемы с промбункером:

- а) с транспортом пыли СА и воздушной сушкой; б) с транспортом пыли воздухом и воздушной сушкой; в) с транспортом пыли воздухом и газо-воздушной сушкой;
 г, д) отдельные фрагменты; позиции: 1–12, 14–18, 21–23 – как на рис. 4.2;
 13 – линия рециркуляции; 19 – вентилятор горячего воздуха; 20 – сбросные горелки; 24 – раздающий короб; 25 – питатель пыли; 26 – смеситель; 27 – линия влагоотсоса; 28 – циклон; 29 – перекидной шибер; 30 – реверсивный шнек; 31 – промбункер

Из сепаратора запыленный поток поступает в циклон 28, который предназначен для максимально возможного улавливания пыли (рис. 4.4). Ввод запыленного потока в циклон организован тангенциально, поэтому внутри циклона наблюдается движение закрученного потока между цилиндрической частью корпуса и внутренней трубой вниз, ко входу в трубу. Под действием сил инерции частицы отбрасываются на стенку циклона и сползают по ней вниз. Выделение пыли происходит и при повороте потока на входе во внутреннюю отводную трубу. В циклоне улавливается около 90% частиц. Очищенный СА из циклона, в котором содержится примерно 10% мельчайшей пыли, поступает на всас мельничного вентилятора 22 и используется в этой пылесистеме в качестве транспортирующей среды.

Под циклоном устанавливается сдвоенный блок мигалок (рис. 4.3, (д)), что гарантирует герметичность точки пыли в любой момент времени. Ниже находится перекидной шибер 29, который позволяет направлять пыль или в реверсивный шнек 30, или в промежуточный бункер пыли 31.

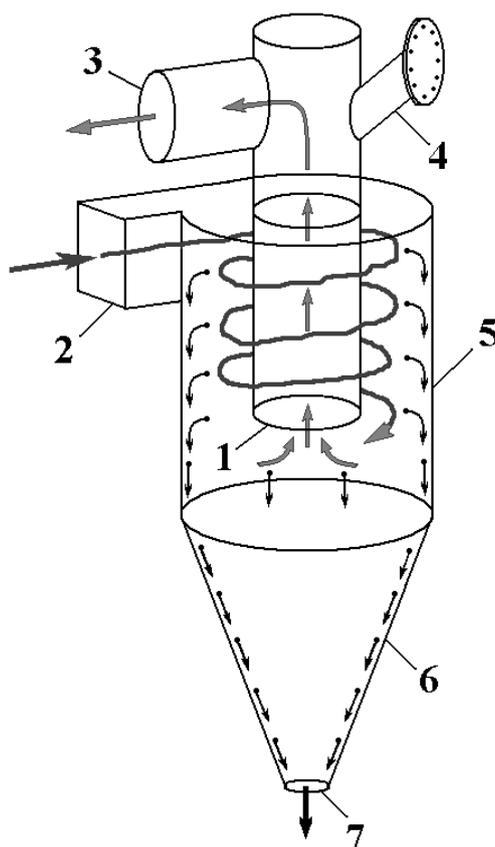


Рис. 4.4. Схема действия циклона:

- 1 – внутренняя труба; 2 – входной патрубок; 3 – выходной патрубок;
 4 – взрывной клапан; 5 – цилиндрическая часть корпуса;
 6 – коническая часть корпуса; 7 – выход уловленной пыли

Схема работы реверсивного шнека показана на рис. 4.5. Он предназначен для передачи пыли между соседними СМС. Это устройство имеет регулируемый привод, позволяющий изменять направление вращения лопастей шнека. В зависимости от направления вращения, пыль поступает из циклона пылесистемы 1 в промбункер пылесистемы 2, или наоборот. Поскольку мельницы выбираются с запасом, связь по пыли между отдельными СМС позволяет наполнять бункер пылью даже при отключении мельницы, работающей на этот бункер.

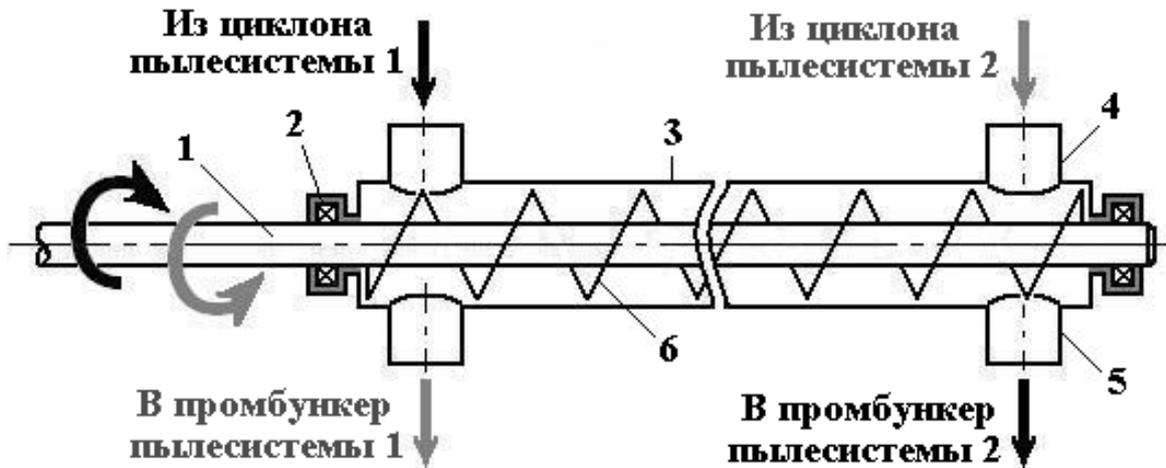


Рис. 4.5. Схема работы реверсивного шнека:

1 – вал; 2 – подшипник; 3 – корпус; 4 – входной патрубок;
 5 – выходной патрубок; 6 – лопасти шнека

Из промбункера пыль питателями 25 подается в смесители 26, где она подхватывается транспортирующей средой и по пылепроводам направляется в горелки. Между бункером и каждым питателем обязательно устанавливается отсекающий шибер, как на рис. 4.3, (д), иначе невозможно было бы проводить ремонт пылепитателей.

С реверсивным шнеком и промбункером связаны линии влагоотсоса 27, которые предназначены для удаления паров H_2O . Если бы их не было, производительность шнека снижалась бы, а в промбункере возросла бы вероятность образования сводов (рис. 4.6). Если пыль влажная, то она слеживается в бункере и при работе пылепитателей не опускается равномерно по всему сечению. В результате в центре бункера образуется газовая полость, а над нею – свод. На этот свод сверху поступает свежая пыль. В конце концов, под действием силы тяжести происходит обрушение свода, которое приводит к кратковременному повышению расхода пыли в горелки или даже к повреждению питателей пыли.

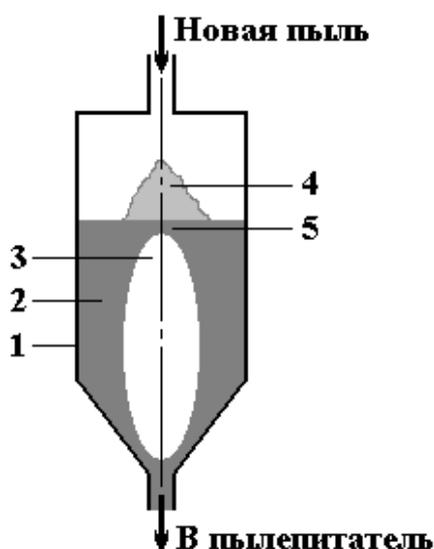


Рис. 4.6. Схема образования сводов в промбункере:

- 1 – корпус бункера; 2 – пыль;
- 3 – газовая полость;
- 4 – горка вновь поступившей пыли; 5 – свод

После мельничного вентилятора большая часть СА поступает в раздающий короб 24 и оттуда – к смесителям. Меньшая часть, порядка 15÷45%, подается в линию рециркуляции 13. Расход сушильного агента через мельницу выбирается по условиям ее вентиляции, поэтому воздействовать расходом на условия сушки топлива не желательно. На линии рециркуляции устанавливается регулирующий клапан, позволяющий изменять долю рециркулирующего СА с низкой температурой в сушильном агенте. Поэтому появляется возможность регулировать начальную температуру t_1 перед пылесистемой и тем самым изменять условия сушки топлива при требуемой по условиям размола вентиляции мельницы.

Линия рециркуляции выгодна и в масштабе всей котельной установки. Предположим, что СА двухкомпонентный и основным компонентом является горячий воздух из-за воздухоподогревателя, а другим – холодный воздух. В этом случае, если коэффициент избытка воздуха на выходе из топки $\alpha_T = \text{const}$, расход воздуха через воздухоподогреватель будет меньше. На существующем котле это приведет к увеличению температуры уходящих газов ϑ_{yx} и снижению КПД, а на проектируемом – к повышению металлоемкости воздухоподогревателя и всего котла, потому что при проектировании ϑ_{yx} выбирается по рекомендациям [5]. Поэтому применение линии рециркуляции СА позволяет значительно уменьшить влияние пылесистем на работу котла.

Отметим, что в данной СМС предусмотрена подача пыли не только сушильным агентом, но и воздухом. Она необходима на тот случай, когда мельница остановлена и не вентилируется, но пыль из бункера все равно нужно подавать в горелки.

Пылесистему показанную на рис. 4.3, (а), целесообразно применять для видов твердого топлива с достаточно высокой реакционной способностью, ориентировочно $V^{daf} > 20 \div 25\%$. Если $V^{daf} \leq 20\%$, следует применять систему пылеприготовления представленную на рис. 4.3, (б). В ней пыль транспортируется в топку горячим воздухом при помощи вентилятора горячего дутья 19, а СА вместе с испаренной в системе вла-

гой сбрасывается в топку через сбросные горелки 20 выше зоны активного горения. Все это позволяет повысить уровень температуры в зоне активного горения (ЗАГ) и улучшить условия воспламенения и горения топлива, а в топках с жидким шлакоудалением (ЖШУ) – еще и улучшить условия выхода жидкого шлака. В этой схеме тоже предусмотрена линия рециркуляции СА, позволяющая изменять условия сушки топлива.

В пылесистеме показанной на рис. 4.3, (в), используется газо-воздушная сушка топлива. Сушильный агент здесь уже двухкомпонентный, что позволяет изменять его начальную температуру при постоянном расходе, и поэтому линия рециркуляции не предусматривается. Наличие газового компонента в СА характерно при размоле взрывоопасных или высоко-влажных видов топлива. Как правило, эти свойства топлива сочетаются. Если в этой системе пылеприготовления убрать сбросные горелки, дополнительно очистить отработанный сушильный агент от пыли и сбросить в атмосферу, то получили бы разомкнутую СМС. Такие пылесистемы обладают некоторыми преимуществами [3], но конструктивно сложнее и дороже. Поэтому в отечественной энергетике они встречаются редко.

Пылесистемы с промбункером имеют ряд преимуществ.

1. В значительной степени удается разорвать связь между работой котла и мельниц. Поэтому при отключении отдельных мельниц продолжают работать все горелки котла и топочный режим не нарушается.

2. В схемах с транспортировкой пыли воздухом улучшаются условия воспламенения и горения топлива, а при ЖШУ еще и условия выхода жидкого шлака.

3. Наличие мельничного вентилятора и вентилятора горячего дутья позволяет иметь разветвленную сеть пылепроводов и свободно компоновать горелки. Следовательно, увеличиваются возможности совершенствования топочного процесса.

4. При использовании линии рециркуляции СА значительно уменьшается влияние пылесистемы на работу котла.

Перечислим теперь недостатки СМС с промежуточным бункером.

1. Эти пылесистемы сложны и металлоемки, поэтому требуют больших капитальных затрат.

2. Эксплуатационные затраты тоже выше, чем для СМС с прямым вдуванием, поскольку имеются мельничный вентилятор, вентилятор горячего дутья, реверсивный шнек, питатели пыли. Это оборудование требует дополнительных затрат электроэнергии.

3. Пылесистемы с промбункером более взрывоопасны, чем системы с прямым вдуванием. Отчасти это можно компенсировать применением газо-воздушной сушки топлива.

4. Эти СМС всегда работают под разрежением, поэтому для них характерны значительные присосы воздуха. Это отрицательно влияет не только на работу самих пылесистем, но и на работу котла.

Системы пылеприготовления с промежуточным бункером рационально применять в следующих случаях.

1. Если требуется использование ШБМ, которые не экономично работают в пылесистемах с прямым вдуванием.

2. Если по каким-то причинам, например, при жидком шлакоудалении, недопустимо отключение горелок по топливу.

3. Если топливо низкорекреационное и необходимо улучшить условия его воспламенения и горения.

В пылесистемах с промбункером чаще всего используются ШБМ, иногда встречаются молотковые мельницы, формально могут применяться среднеходные мельницы [1].

Контрольные вопросы и задания

1. Что входит в состав оборудования пылесистем с промбункером?
2. Расскажите, как работают системы пылеприготовления, представленные на рис. 4.3?
3. Для чего нужен циклон? Нарисуйте схему циклона и поясните, как он работает.
4. Как устроен реверсивный шнек и для чего он предназначен?
5. Для чего нужны линии влагоотсоса?
6. Почему в системах пылеприготовления с промбункером часто предусматривается линия рециркуляции отработанного СА?
7. Каковы преимущества и недостатки СМС с бункером пыли?
8. Какова область применения таких пылесистем?

4.4. Пылесистемы с пылепроводами высокой концентрации

Традиционные СМС обладают рядом общих недостатков.

1. Скорость в пылепроводах должна быть не менее 25 м/с во избежание отложения пыли на горизонтальных участках. Поэтому при снижении нагрузки котла ограничены возможности по уменьшению расхода первичного воздуха.

2. Большое аэродинамическое сопротивление пылепроводов приводит к росту затрат на собственные нужды.

3. Большая металлоемкость пылепроводов, загромождение ими пространства.

4. Интенсивный абразивный износ металла пылепроводов.

Эти недостатки почти полностью удается устранить в пылесистемах с ПВК – пылепроводами высокой концентрации пыли. Для ПВК характерна концентрация пыли $\mu_{\text{ПВК}} = 25 \div 100 \text{ кг}_{\text{пыли}}/\text{кг}_{\text{газа}}$, расход транспортирующего воздуха от организованно подаваемого в топку $r_{\text{ПВК}} < 2\%$, диаметр $d_{\text{ПВК}} = 60 \div 80 \text{ мм}$. В России ПВК используются только в схемах с промбункером, хотя за рубежом область их применения шире.

Пылепроводы высокой концентрации могут быть под давлением, создаваемым воздушным компрессором (ПВКД), и под разрежением, создаваемым паровым эжектором (ПВКР). Схемы организации ПВКД и ПВКР показаны на рис. 4.7.

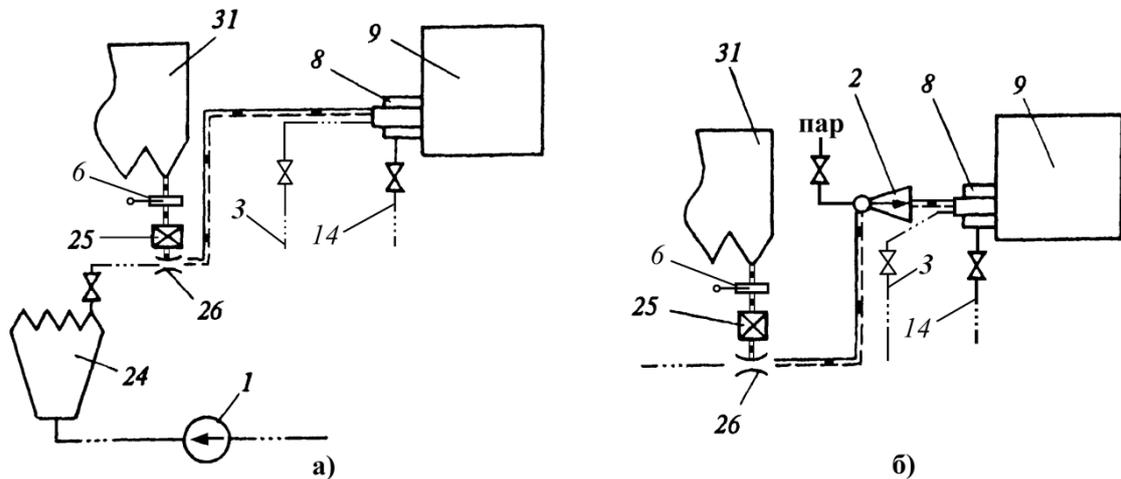


Рис. 4.7. Фрагменты пылесистем с ПВК:

- а) под давлением; б) под разрежением; 1 – воздушный компрессор;
2 – паровой эжектор; 3 – воздухопровод первичного воздуха;
остальные обозначения как на рис. 4.2, 4.3

При использовании ПВКД смесители и пылепроводы находятся под давлением, которое создает компрессор. Поэтому производительность пылепитателей и полезный объем бункера пыли немного снижаются. Из-за избыточного давления в ПВК появляется возможность попадания пыли в цех, поэтому там может возникнуть опасность взрыва и ухудшение санитарных показателей. В связи с работой компрессора возможны пульсации в пылепроводах и пульсации горения в топке.

В системах с ПВКР разрежение в пылепроводах создается паровыми эжекторами за счет удовлетворения эжекционных потребностей струй пара. Затем этот пар вместе с пылевоздушной смесью поступает в

ЗАГ, поэтому условия воспламенения и горения топлива ухудшаются. Это может привести к росту q_4 и снижению КПД котла. Из-за ввода пара в топку возрастет расход продуктов сгорания за котлом, поэтому увеличатся потери с уходящими газами. Доля водяных паров $r_{\text{H}_2\text{O}}$ в газах становится больше, следовательно, возрастает и вероятность низкотемпературной коррозии. Расход пара на собственные нужды увеличивается.

Видно, что оба способа реализации ПВК имеют недостатки. С учетом этих недостатков, ПВКД рекомендуется применять для низкоресурсных видов топлива (АШ, ПА и Т), а ПВКР – для углей с $V^{daf} > 25\%$.

Не смотря на недостатки и усложнение пылесистемы, применение ПВК позволяет значительно уменьшить диаметр пылепроводов, упростить их трассировку, снизить абразивный износ. Кроме того, использование ПВК позволяет улучшить экологические показатели топочного процесса [6]. Но главное преимущество заключается в том, что в отличие от традиционных СМС, доля транспортирующего воздуха для ПВК значительно меньше рекомендуемой доли первичного воздуха $[r_1]$. Поэтому при использовании ПВК удастся поддерживать это рекомендуемое значение во всем диапазоне нагрузок котла (рис. 4.8).



Рис. 4.8. Изменение доли первичного воздуха в зависимости от нагрузки котла

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите недостатки традиционных СМС.
2. Какая концентрация пыли характерна для ПВК?
3. Поясните, как работают фрагменты пылесистем с ПВК, представленные на рис. 4.7?
4. Каковы недостатки ПВКД и ПВКР?
5. В каких случаях применяют ПВКД и ПВКР?
6. Перечислите преимущества ПВК.

5. ВЫБОР ТИПА ПЫЛЕСИСТЕМЫ И ЕЕ ТЕПЛОВОЙ РАСЧЕТ

5.1. Выбор типа системы пылеприготовления

Выбор типа индивидуальной СМС состоит из комплексного решения следующих задач.

1. Выбор типа сушильного агента, т.е. способа сушки.
2. Нужен ли промежуточный бункер пыли?
3. Если да, выбор типа транспортирующей среды.

Начальная температура СА t_1 при фиксированной вентиляции мельницы зависит от влажности топлива W^r (рис. 5.1).

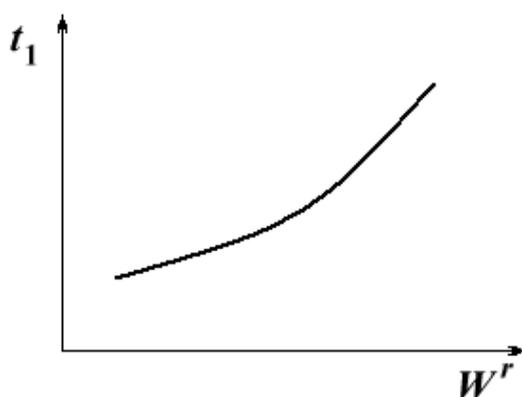


Рис. 5.1. Влияние влажности топлива на начальную температуру сушильного агента, необходимую по условиям сушки

Возможности подогрева воздуха в воздухоподогревателях котлов ограничены. Максимальная величина – не более 450°C. В результате с увеличением влажности топлива растет вероятность применения газо-воздушной или газовой сушки с установкой перед мельницей устройства нисходящей сушки.

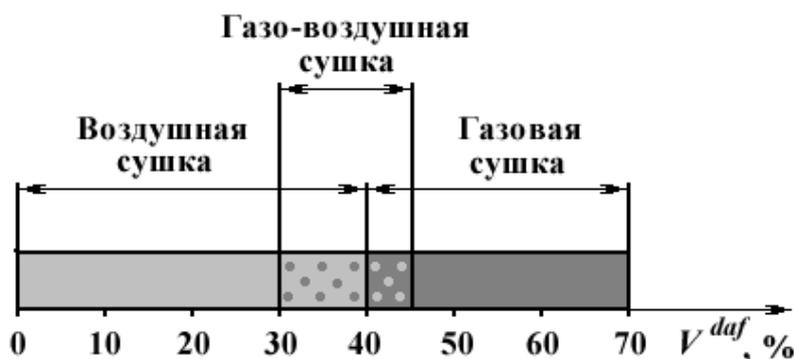
Но состав сушильного агента связан еще и с обеспечением взрывобезопасности пылесистем. Поэтому в СМС для высокорекреакционных видов твердого топлива предпочтительнее газо-воздушная или газовая сушка.

Отметим, что геологическая метаморфоза топлива протекала таким образом, что более молодые виды топлива (торф, бурые угли) имеют одновременно и большую влажность W^r , и больший выход летучих V^{daf} , по сравнению со старыми (каменные угли ПА, АШ), что проиллюстрировано в табл. 5.1. В связи с этим во многих случаях газо-воздушную или газовую сушку топлива целесообразно применять как по условиям сушки, так и по условиям взрывобезопасности пылесистем.

**Влажность на рабочую массу и выход летучих
для некоторых видов твердого топлива по данным [5]**

Группа	Название, марка	W^r , %	V^{daf} , %
–	Фрезерный торф	50	70
Бурые угли	Райчихинский Б1	47	50
	Березовский Б2	33	48
	Подмосковный Б2	32	50
Каменные угли	Черемховский Д	13	47
	Грамотеинский Г	14	40
	Кедровский СС	10	25
	Донецкий Т	5	15
–	АШ	8.5	3.5

Из данных, представленных в табл. 5.1, видно, что в целом указанная закономерность действительно наблюдается. Но все-таки при сопоставимом значении V^{daf} каменные угли характеризуются значительно меньшей величиной W^r . Поэтому газо-воздушная и газовая сушка топлива пока более характерна для бурых углей, что и проявляется при выборе типа СМС по формальным рекомендациям [1]. Однако нормативные материалы [1] были изданы в 1971 г. С тех пор многое изменилось. Использование газо-воздушной и газовой сушки топлива для обеспечения взрывобезопасности пылесистем применяется все шире. Одновременно это позволяет снизить вероятность шлакования экранов в ЗАГ и улучшить экологические показатели топочного процесса. Поэтому на рис. 5.2 представлено некоторое обобщение по выбору типа сушильного агента в зависимости от V^{daf} .



**Рис. 5.2. Обобщенные рекомендации по выбору типа СА
в зависимости от V^{daf}**

К сожалению, и это нужно учитывать, применение газо-воздушной и газовой сушки топлива усложняет конструкцию котельной установки, увеличивает затраты на собственные нужды и, при прочих равных условиях, снижает КПД котла. Это снижение тем заметнее, чем больше газов отбирается и чем дальше по газовому тракту расположен отбор. Усложнение конструкции связано с необходимостью предусматривать газозаборные окна и газоходы к пылесистемам, устанавливать дымососы газов рециркуляции, если пылесистемы не с М-В, в некоторых случаях обеспечивать очистку газов от золы.

Необходимость использования промбункера зависит от типа мельницы, способа шлакоудаления, выхода летучих V^{daf} , иногда от компоновки горелок. Известно, что ШБМ целесообразно устанавливать в пылесистемах с промбункером, потому что эти мельницы наиболее экономично работают при максимальной размольной производительности. С другой стороны, М-В предназначены исключительно для работы в пылесистемах с прямым вдуванием.

Если топливо сжигается в топке с жидким шлакоудалением (ЖШУ), то отключение горелок по топливу крайне не желательно. Ведь при отключении горелок возникают области поверхности стен нижней части топки с худшим обогревом, что влияет на надежность выхода жидкого шлака. Поэтому топки с ЖШУ комплектуются, как правило, системами пылеприготовления с промбункером.

Выбор транспортирующей среды в СМС с промежуточным бункером зависит от V^{daf} . Для высокорекреационного топлива, как правило, применяется транспортировка пыли в топку влажным сушильным агентом. Исключение может быть при газовой или газо-воздушной сушке низкосортных бурых углей. Для низкорекреационных видов топлива типа АШ, ПА и Т пыль транспортируется в топку горячим или подогретым воздухом. В этом случае отработанный СА поступает в топку выше ЗАГ через сбросные горелки (так называемые полуразомкнутые СМС), а для углей с большой влажностью может сбрасываться в атмосферу (разомкнутые СМС).

Существуют некоторые типы компоновок горелок, для которых отключение по топливу не желательно независимо от способа шлакоудаления. В качестве примера можно привести топки со встречно-смещенной компоновкой горелок. Такие топки тоже следует комплектовать системами пылеприготовления с промбункером.

Есть и исключения, которые не укладываются в рамки описанного алгоритма выбора СМС. Так, топки с плоскими параллельными струями, предназначенные в основном для сжигания бурых углей и торфа, оборуду-

дованы пылесистемами с прямым вдуванием, молотковыми мельницами и воздушной сушкой. Или, например, встречаются топки с ЖШУ, укомплектованные системами пылеприготовления с прямым вдуванием.

В заключение перечислим факторы, влияющие на выбор СМС. Тип СА (тип сушки) зависит от W^r по условиям сушки и от V^{daf} по условиям взрывобезопасности. Использование промбункера зависит от способа шлакоудаления, V^{daf} , иногда от типа мельницы и компоновки горелок. На способ использования СА влияют V^{daf} (для низкорреакционных топлив – полуразомкнутая схема) и W^r (для слишком влажных – разомкнутая схема). Выбор транспортирующей среды зависит от V^{daf} , а при подготовке низкосортных бурых углей – от их влажности и зольности.

Контрольные вопросы и задания

1. Какие задачи решаются при выборе типа пылесистемы?
2. Почему выбор СА зависит от влажности топлива и его реакционной способности?
3. Почему при газовой или газо-воздушной сушке усложняется конструкция котельной установки и снижается КПД котла?
4. Как тип мельницы влияет на выбор типа пылесистемы?
5. Почему при ЖШУ лучше применять СМС с промбункером?
6. От чего зависит выбор транспортирующей среды?
7. От каких факторов зависит выбор типа СМС?

5.2. Материальный и тепловой баланс пылесистемы

Тепловые расчеты системы пылеприготовления проводятся на основе уравнений теплового и материального баланса. Балансовые уравнения составляются на 1 кг сырого топлива.

Граничными сечениями при составлении балансовых уравнений являются: на входе – течка сырого угля и сечение трубопровода, подводящего сушильный агент к пылесистеме, на выходе – всас мельничного вентилятора, а при его отсутствии – сечение за сепаратором. Значения величин на входе в систему пылеприготовления, как правило, имеют нижний индекс 1, на выходе – индекс 2.

Структура материального баланса СМС представлена на рис. 5.3. На входе в пылесистему на 1 кг сырого топлива подается сушильный агент в количестве g_1 , кг/кг. Если сушильно-мельничная система работает под разрежением, то имеют место присосы наружного воздуха

$g_{\text{прс}} = K_{\text{прс}} \cdot g_1$. Для систем пылеприготовления работающих под давлением $K_{\text{прс}} = 0$. В СМС происходит сушка топлива и часть влаги, содержащейся в сыром топливе, испаряется. Поэтому на выходе из пылесистемы имеется пыль с влажностью $W^{\text{пл}}$ и сушильный агент, в состав которого входят водяные пары в количестве ΔW , кг/кг.

Из-за испарения водяных паров на каждый 1 кг сырого топлива, поданного в систему пылеприготовления, на выходе приходится $(1 - \Delta W)$ кг готовой пыли. Весовое количество влажного сушильного агента на выходе из СМС вместе с присосом составляет, кг/кг:

$$g_2 = (1 + K_{\text{прс}}) \cdot g_1 + \Delta W. \quad (5.1)$$

Структура теплового баланса пылесистемы показана на рис. 5.4.

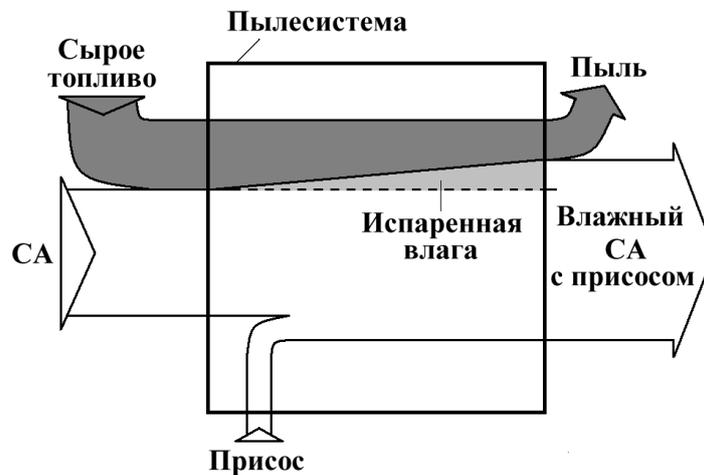


Рис. 5.3. Материальный баланс системы пылеприготовления

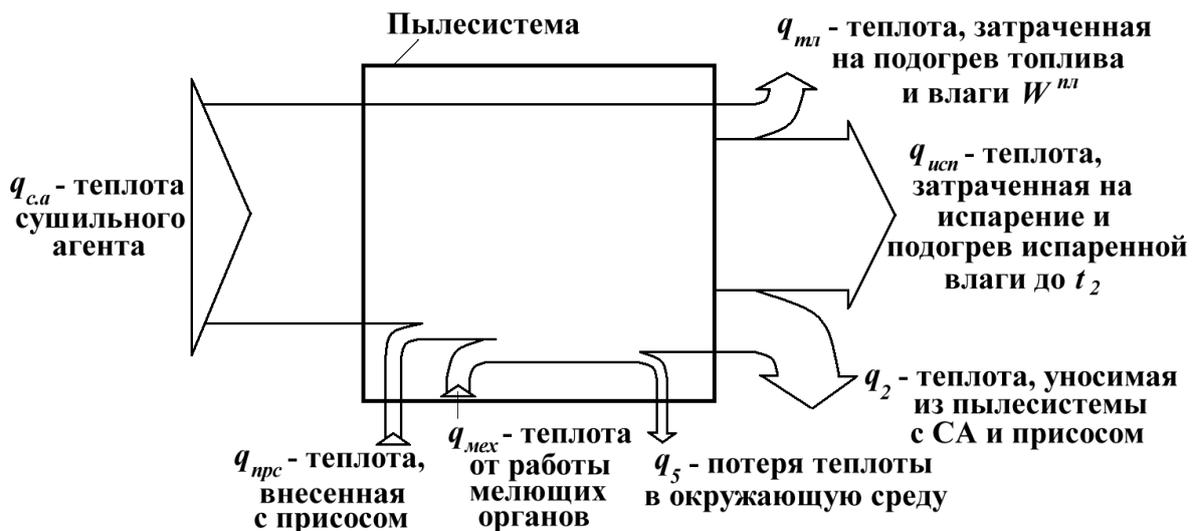


Рис. 5.4. Тепловой баланс системы пылеприготовления

Уравнение теплового баланса можно записать в виде:

$$\sum_{i=1}^7 q_i = q_{c.a} + q_{\text{мех}} + q_{\text{прс}} - q_{\text{исп}} - q_2 - q_{\text{тл}} - q_5 = 0. \quad (5.2)$$

Это уравнение включает приходные и расходные статьи. В соответствии с [1], их размерность – ккал на 1 кг сырого топлива. К приходным статьям теплового баланса относятся следующие.

Физическая теплота сушильного агента:

$$q_{c.a} = g_1 \cdot c_{c.a} \cdot t_1. \quad (5.3)$$

Здесь $c_{c.a}$, ккал/(кг·град), и t_1 , °С – соответственно теплоемкость и температура СА на входе в пылесистему. В зависимости от типа сушильного агента, для определения $c_{c.a}$ используется рис. 5.1 или рис. 5.2, [1].

Теплота, выделившаяся в результате работы мелющих органов:

$$q_{\text{мех}} = 0,86 \cdot K_{\text{мех}} \cdot \mathcal{E}_{\text{рзм}}. \quad (5.4)$$

где $K_{\text{мех}}$ – коэффициент, учитывающий долю энергии, переходящей в теплоту в процессе размолла [1], $\mathcal{E}_{\text{рзм}}$ – удельные затраты электроэнергии на размол, кВт·ч/т.

Физическая теплота присосанного холодного воздуха:

$$q_{\text{прс}} = K_{\text{прс}} \cdot g_1 \cdot c_{x.v} \cdot t_{x.v}. \quad (5.5)$$

В этом уравнении $c_{x.v}$ и $t_{x.v}$ – соответственно теплоемкость и температура холодного воздуха присоса. При отсутствии специальных указаний принимается $t_{x.v} = 30^\circ\text{C}$ и $c_{x.v} = 0,242$ ккал/(кг·°С).

Рассмотрим теперь расходные статьи теплового баланса.

Теплота, затраченная на испарение влаги и подогрев испаренной влаги до температуры t_2 , определяется по формуле:

$$q_{\text{исп}} = \Delta W \cdot (r + c_{v,\text{п}} \cdot t_2 - c_v \cdot t_{\text{тл}}). \quad (5.6)$$

Здесь $r = 595$ ккал/кг – скрытая теплота парообразования при абсолютном давлении 1 кгс/см²; $c_{v,\text{п}}$ – теплоёмкость водяных паров при t_2 . В нормах расчета полисистем [1] принято $c_{v,\text{п}} = 0,47$ ккал/(кг·°С). И, наконец, при $t_{\text{тл}} = 0^\circ\text{C}$, которая принимается в соответствии с [1] по умолчанию, теплоёмкость воды $c_v = 1$ ккал/(кг·°С). С учетом этого (5.6) можно представить в более удобном для инженерных расчетов виде:

$$q_{\text{исп}} = \Delta W \cdot (595 + 0,47 \cdot t_2 - t_{\text{тл}}). \quad (5.7)$$

Теплота, уносимая из пылесистемы с СА и присосом, но без учета теплоты водяных паров, которая учитывается в (5.7):

$$q_2 = (1 + K_{\text{прс}}) \cdot g_1 \cdot c_2 \cdot t_2. \quad (5.8)$$

В этом уравнении c_2 – теплоемкость сушильного агента при t_2 . Значение c_2 определяется в зависимости от состава СА по указаниям [1].

Теплота, затраченная на подогрев сухой массы топлива и влаги, содержащейся в пыли, до температуры t_2 :

$$q_{\text{тл}} = \frac{100 - W_1}{100} \cdot \left(c_{\text{тл}}^c + \frac{W^{\text{пл}}}{100 - W^{\text{пл}}} \right) \cdot (t_2 - t_{\text{тл}}). \quad (5.9)$$

Здесь $c_{\text{тл}}^c$ – теплоемкость сухой массы топлива, определяемая при средней температуре в пылесистеме $\bar{t} = 0,5 \cdot (t_2 + t_{\text{тл}})$ по данным п. 1.8, [1]. Первый множитель в формуле (5.9) – это количество твердой фазы, второй – теплоемкость пыли при средней температуре в СМС, третий – рабочий перепад температуры в системе пылеприготовления.

Потеря теплоты в окружающую среду:

$$q_5 = \frac{Q_5}{1000 \cdot B_{\text{м}}}. \quad (5.10)$$

В этой формуле Q_5 – потеря теплоты от наружного охлаждения, ккал/ч, которая определяется по данным п. 5.8, [1]; $B_{\text{м}}$ – размольная производительность мельницы, т/ч, для которой выполняется расчет.

Возможны две постановки задачи теплового расчета пылесистемы.

Если известна начальная температура СА и его состав, то из уравнения теплового баланса определяют массовое количество сушильного агента:

$$g_1 = \frac{q_{\text{исп}} + q_{\text{тл}} + q_5 - q_{\text{мех}}}{c_{\text{с.а}} \cdot t_1 + K_{\text{прс}} \cdot c_{\text{х.в}} \cdot t_{\text{х.в}} - (1 + K_{\text{прс}}) \cdot c_2 \cdot t_2}. \quad (5.11)$$

Такая постановка задачи чаще встречается при исследованиях работы существующих пылесистем.

При проектировании новых систем пылеприготовления величину g_1 обычно находят по условиям вентиляции мельницы. Тогда из уравнения теплового баланса можно определить энтальпию сушильного агента на входе в СМС:

$$c_{\text{с.а}} \cdot t_1 = \frac{q_{\text{исп}} + q_2 + q_{\text{тл}} + q_5 - q_{\text{мех}} - q_{\text{прс}}}{g_1}. \quad (5.12)$$

Контрольные вопросы и задания

1. Какие сечения являются граничными при составлении материального или теплового баланса системы пылеприготовления?
2. Всегда ли нужно учитывать присос в уравнениях баланса СМС?
3. Отличается ли массовый расход пыли на выходе из пылесистемы от массового расхода сырого топлива на входе?
4. Запишите уравнение теплового баланса СМС и расскажите, что учитывают отдельные статьи баланса?
5. Расскажите о возможных постановках задачи теплового расчета системы пылеприготовления.

5.3. Сушильная и размольная производительность пылесистемы и ее тепловой расчет

Размольная производительность B_M , т/ч, показывает, сколько сырого топлива можно измельчить до требуемого значения $[R_{90}]$. Сушильная производительность $B_{суш}$, т/ч, показывает, сколько сырого топлива можно высушить в СМС до рекомендуемого значения $[W^{пл}]$. Размольная производительность обеспечивается необходимой вентиляцией мельницы, т.е. определенным расходом СА за пылесистемой $V_{раз}$, м³/ч. Сушильная производительность зависит и от вентиляции мельницы, и от начальной температуры СА. Обычно приоритетным является поддержание размольной производительности мельницы, поэтому вентиляцию поддерживают на уровне $V_{раз}$.

Но не факт, что при этом вентиляция, необходимая по условиям сушки $V_{суш}$, будет совпадать с $V_{раз}$. При этом возможны три ситуации.

1. $V_{раз} > V_{суш} \Rightarrow B_{суш} > B_M \Rightarrow R_{90} = [R_{90}]$, но $W^{пл} < [W^{пл}]$. Пыль пересушена, это плохо по условиям взрывобезопасности.

2. $V_{раз} = V_{суш} \Rightarrow B_{суш} = B_M \Rightarrow R_{90} = [R_{90}]$, $W^{пл} = [W^{пл}]$. Оптимальная ситуация, т.к. здесь достигаются и рекомендации по тонкости помола, и рекомендации по влажности пыли.

3. $V_{раз} < V_{суш} \Rightarrow B_{суш} < B_M \Rightarrow R_{90} = [R_{90}]$, но $W^{пл} > [W^{пл}]$. Пыль недосушена, могут возникнуть проблемы с ее воспламенением или полной выгоранием.

Влияние $V_{\text{раз}}$ и $V_{\text{суш}}$ на влажность пыли показано на рис. 5.5.

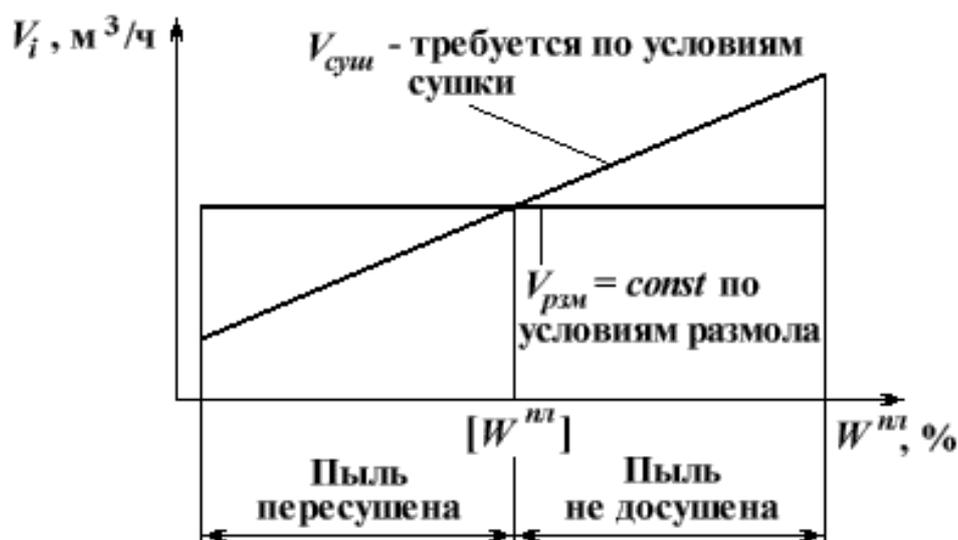


Рис. 5.5. Влияние соотношения $V_{\text{раз}}$ и $V_{\text{суш}}$ на влажность пыли

Предположим, рабочий процесс протекает в левой части графика рис. 5.5, что соответствует первой ситуации (пыль пересушена). Предположим, что сушильный агент состоит как минимум из двух компонентов с существенно отличающимися температурами. Тогда, увеличивая долю «холодного» компонента, можно получить такую начальную температуру t_1 , что при необходимом значении $V_{\text{раз}}$ будут обеспечены требуемые условия сушки и будет выполняться равенство $W^{\text{пл}} = [W^{\text{пл}}]$.

Если же процесс протекает в правой части графика, что соответствует третьей ситуации, то компенсировать недостаток теплоты для сушки топлива можно только путем повышения начальной температуры горячего компонента СА. Тогда $V_{\text{суш}}$ уменьшится и процесс сместится влево, т.е. ситуация станет регулируемой.

Если необходимое по условиям размола значение $V_{\text{раз}}$ известно, то, исходя из него, можно определить g_1 . Рассмотрим, как это делается для номинальной нагрузки котла 100% в предположении, что работают все мельницы и загружены они равномерно. Тогда для пылесистем с прямым вдуванием размольная производительность мельницы $B_{\text{м}} = B/Z_{\text{м}}$. Для систем пылеприготовления с промбункером рассматривается вариант, когда $B_{\text{м}} = B_{\text{мр}}$. При этом предполагается, что избыточная пыль накапливается в бункере или перебрасывается в пылесистемы других котлов.

Для систем пылеприготовления с ШБМ оптимальная по условиям размола производительность мельничного вентилятора $V_{\text{МВ,опт}}$, м³/ч, определяется по формуле (3.5).

Производительность мельницы-вентилятора по сушильному агенту $V_{\text{М-В}}$, м³/ч, может быть определена по формуле (3.37).

Для ММТ с центробежными и инерционными сепараторами, выбрав $w_{\text{с.а}}$ из рекомендуемого диапазона (см. п. 3.4), можно найти расход влажного СА за сепаратором $V''_{\text{се}}$, м³/ч, при температуре t_2 по формуле (3.24). Если ММТ работают в пылесистемах с прямым вдуванием и воздушной сушкой, нужно стремиться, чтобы удовлетворялись рекомендуемые условия и по r_1 , и по $w_{\text{с.а}}$, как отмечалось в п. 3.4.

Для молотковых мельниц с гравитационными сепараторами в [1] нет рекомендаций по скорости сушильного агента в сечении ротора. Но в этом случае сушка всегда воздушная, и можно определить g_1 исходя из $[r_1]$. Скорость в конце шахты сепаратора $w_{\text{ш}}$ принимается по рекомендациям п. 3.4 и при необходимости обеспечивается за счет расширения шахты.

По сути, и $V_{\text{МВ,опт}}$, и $V_{\text{М-В}}$, и $V''_{\text{се}}$ – это расход СА вместе с присосом (если он есть) и испаренной влагой на выходе из системы пылеприготовления V_2 , м³/ч. Значение V_2 определено по условию вентиляции мельницы, т.е. это и есть $V_{\text{раз}}$. Теперь можно определить объемное количество влажной смеси при температуре t_2 на 1 кг топлива:

$$V_{\text{вл.см}} = \frac{V_2}{1000 \cdot B_{\text{М}}}. \quad (5.13)$$

С другой стороны, в зависимости от состава СА $V_{\text{вл.см}}$ можно определить по следующим формулам.

$$V_{\text{вл.см}} = \left(\frac{1 + K_{\text{прс}}}{\gamma_{0\text{в}}} \cdot g_1 + \frac{\Delta W}{0,804} \right) \cdot \frac{273 + t_2}{273}. \quad (5.14)$$

$$V_{\text{вл.см}} = \left[\left(\frac{r_{\text{Г}}}{\gamma_{0\text{Г}}} + \frac{r_{\text{ГВ}} + K_{\text{прс}}}{\gamma_{0\text{в}}} \right) \cdot g_1 + \frac{\Delta W}{0,804} \right] \cdot \frac{273 + t_2}{273}. \quad (5.15)$$

$$V_{\text{вл.см}} = \left[\left(\frac{1}{\gamma_{0\text{Г}}} + \frac{K_{\text{прс}}}{\gamma_{0\text{в}}} \right) \cdot g_1 + \frac{\Delta W}{0,804} \right] \cdot \frac{273 + t_2}{273}. \quad (5.16)$$

Формула (5.14) справедлива при воздушной сушке топлива, (5.15) – при газо-воздушной сушке, (5.16) – при газовой сушке. Если СМС с промбункером и рециркуляцией сушильного агента, тоже используют

формулу (5.14). Но при этом в нее вместо $\gamma_{0в}$ подставляют γ_0 – плотность при НУ смеси из горячего воздуха, рециркулирующего СА и присоса, которую принимают предварительно из диапазона 1,27–1,28 кг/м³ с последующим уточнением.

При известном значении $V_{вл.см}$ из этих уравнений можно определить g_1 , как это показано в главе 3, формулы (3.26) и (3.40). При газовой воздушной сушке предварительно принимают массовые доли газов и горячего воздуха одинаковыми $r_Г=r_{Гв}=0,5$.

Для среднеходных мельниц расход воздуха вместе с присосом, но без учета испаренной влаги, G_B , кг/ч, можно в первом приближении определить по формуле (3.30). Тогда массовое количество СА:

$$g_1 = \frac{G_B}{1000 \cdot B_M \cdot (1 + K_{прс})}. \quad (5.17)$$

Для указанных режимов работы ШБМ, ММТ и СМ, нужно определить удельный расход электроэнергии на размол $\mathcal{E}_{рзм}$. Он используется при расчете количества теплоты, выделившейся в результате работы мельющих органов $q_{мех}$, по формуле (5.4). Для М-В в эту формулу подставляется $\mathcal{E}_{общ}$ – удельные затраты электроэнергии на размол и пневмотранспорт, которые определяется в соответствии с п. 3.6. Остальные статьи теплового баланса: $q_{исп}$, $q_{тл}$, q_2 , q_5 и $q_{прс}$ рассчитывают по формулам, приведенным в п. 5.2.

Если сушка газовой воздушная, то теплоемкость на выходе из СМС, которая понадобится при расчете q_2 , находят из уравнения:

$$c_2 = \frac{r_Г \cdot c_{2Г} + (r_{Гв} + K_{прс}) \cdot c_{2В}}{1 + K_{прс}}. \quad (5.18)$$

Здесь $c_{2Г}$ – теплоемкость газов при температуре t_2 и при избытке воздуха в них α ; $c_{2В}$ – теплоемкость воздуха при температуре t_2 . При этом предварительно принимают $r_Г = r_{Гв} = 0,5$.

Если сушка газовая, то теплоемкости компонентов СА при температуре t_2 будут отличаться только из-за разных коэффициентов избытка воздуха в них α_1 и α_2 . Поэтому можно применить упрощенную формулу:

$$c_2 = \frac{1 \cdot c_{2Г} + K_{прс} \cdot c_{2В}}{1 + K_{прс}}, \quad (5.19)$$

где $c_{2Г}$ – теплоемкость газов при температуре t_2 и при избытке воздуха в них $\alpha=0,5 \cdot (\alpha_1 + \alpha_2)$.

Затем при известном значении g_1 из уравнения (5.12) находят начальную энтальпию сушильного агента $c_{c.a} \cdot t_1$.

Предположим, что сушильный агент состоит из двух компонентов a и b с существенно отличающимися начальными температурами t_{1a} и t_{1b} , которые должны быть известны. Если в качестве компонентов сушильного агента используются дымовые газы, для них должен быть известен и коэффициент избытка воздуха α . Начальные теплоемкости компонентов СА c_{1a} и c_{1b} определяются по данным [1].

Для двухкомпонентного сушильного агента можно записать систему из четырех линейно-независимых уравнений:

$$\begin{cases} r_a \cdot c_{1a} \cdot t_{1a} + r_b \cdot c_{1b} \cdot t_{1b} = c_{c.a} \cdot t_1, \\ r_a \cdot c_{1a} + r_b \cdot c_{1b} = c_{c.a}, \\ r_a + r_b = 1, \\ t_1 = \frac{c_{c.a} \cdot t_1}{c_{c.a}}. \end{cases} \quad (5.20)$$

Решая эту систему, можно последовательно рассчитать массовые доли компонентов в составе сушильного агента r_a и r_b , а также значения его начальной теплоемкости $c_{c.a}$ и температуры t_1 .

Что касается критерия завершения расчета, то в [1] он четко сформулирован только для пылесистем с рециркуляцией СА. В этом случае предварительно принятое значение γ_0 не должно отличаться от расчетного более чем на 2%. Если компонентами СА являются потоки воздуха с разной температурой, то плотность при НУ $\gamma_{0в}$ у них одинаковая, мы не задаемся заранее долями компонентов, поэтому расчет уточнять не надо. С большой степенью точности это относится и к двухкомпонентной газовой сушке. Если же сушка газо-воздушная и предварительно было принято $r_{г}=r_{гв}=0,5$, то решение о необходимости еще одной итерации следует принимать исходя из значений $r_{г}$ и $r_{гв}$, полученных в итоге.

Таким образом, из теплового расчета пылесистемы формально можно определить условия сушки, при которых сушильная производительность равна размольной производительности. Размольная производительность B_M обеспечивается соответствующим выбором g_1 . Равенство $W^{пл} = [W^{пл}]$, т.е. необходимая сушильная производительность, обеспечивается составом и начальными параметрами СА, найденными из решения системы (5.20).

В заключение необходимо отметить, что тепловой расчет пылесистем по нормативной методике основан на использовании уравнений материального и теплового баланса и не учитывает сложные, не до конца изученные, закономерности процесса сушки топлива. В этой связи методику расчета необходимо совершенствовать.

Примеры теплового расчета СМС приведены в Приложении 2.

Контрольные вопросы и задания

1. В чем разница между сушильной и размольной производительностью?
2. Используя рис. 5.5, объясните, почему стремятся обеспечить выполнение условия $V_{\text{суш}} = V_{\text{м}}$?
3. Как рассчитывается g_1 для систем пылеприготовления с ШБМ?
4. Как рассчитывается g_1 для систем пылеприготовления с ММТ?
5. Как рассчитывается g_1 для систем пылеприготовления с М-В?
6. Как рассчитывается g_1 для систем пылеприготовления с МВС?
7. Как путем расчета можно определить условия сушки, соответствующие равенству сушильной и размольной производительности?

6. РАСЧЕТ ВОЗДУШНОГО БАЛАНСА ТОПКИ

6.1. Подготовка воздуха к реагированию

В пылеугольных котлах подготовка воздуха к участию в процессе горения включает подогрев в воздухоподогревателе и деление его на первичный и вторичный воздух.

С появлением тепловых электростанций начался поиск путей повышения КПД паросилового цикла и снижения стоимости выработки электроэнергии. Перспективным направлением повышения КПД оказался регенеративный подогрев питательной воды паром отборов турбин в подогревателях высокого и низкого давления. Уровень подогрева питательной воды $t_{пв}$ зависит от давления перегретого пара $p_{пе}$. В нашей стране при $p_{пе}$ равном 3,9, 9,8, 13,8 и 25 МПа значения $t_{пв}$ соответственно равны 145, 215, 230 и 275°С.

Если бы экономайзер, в который поступает питательная вода, был последней по ходу газов поверхностью нагрева, температура уходящих газов $\vartheta_{ух}$ была бы еще выше, чем $t_{пв}$. Из-за этого возросла бы потеря теплоты с уходящими газами q_2 и снизился бы КПД котла. Использование воздухоподогревателя (ВП) в качестве хвостовой поверхности нагрева позволяет утилизировать низко потенциальную теплоту газов, снизить q_2 и повысить КПД котла. Рекомендации по температуре горячего воздуха за воздухоподогревателем $t_{ГВ}^{ВП}$ представлены в табл. II-10, [5].

Установка ВП имеет еще ряд положительных моментов. Подача горячего воздуха в топку приводит к повышению уровня температуры в зоне активного горения (ЗАГ). Это интенсифицирует радиационный теплообмен, улучшает условия воспламенения и горения топлива, а в топках с ЖШУ – еще и условия выхода жидкого шлака. Поэтому при сжигании низкорекреационных видов топлива типа АШ, ПА и Т, что обычно происходит в топках с ЖШУ, стремятся к высокой температуре подогрева воздуха порядка 400°С и более. Отрицательным последствием повышения уровня температуры в ЗАГ является ухудшение экологических показателей топочного процесса.

При подаче горячего воздуха в топку наблюдается рост температуры не только в зоне активного горения, но и на всем участке газового тракта, где размещены поверхности нагрева под давлением. Поэтому температурный напор на этих поверхностях возрастает, а величина поверхности нагрева H , м², снижается. В результате уменьшается металло-

емкость и длина труб поверхностей нагрева, работающих под давлением. Следовательно, уменьшается вероятность их повреждений и увеличивается надежность работы котла. Однако в целом металлоемкость котла возрастает, потому что ВП имеют большую массу, сопоставимую с суммарной массой поверхностей нагрева под давлением.

И, наконец, горячий воздух из-за воздухоподогревателя и подогретый воздух из промежуточных кубов трубчатых ВП широко используется в системах пылеприготовления пылеугольных котлов в качестве сушильного агента и транспортирующей среды.

Известно, что процесс воспламенения и горения угольной пыли протекает стадийно. После попадания топливовоздушной смеси в топку частицы пыли прогреваются, из них испаряется влага в количестве $W^{пл}$ и выходят летучие вещества – образуются коксовые частицы. Сначала воспламеняется и сгорает большая часть летучих. Выделившаяся при этом теплота расходуется на нагрев кокса и окружающей газовой среды. Поэтому условия воспламенения коксовых частиц во многом зависят от того, какая часть от теплоты сгорания основной массы летучих используется для нагрева кокса. Оставшаяся часть летучих догорает после воспламенения кокса, но раньше, чем кокс.

Топливоздушную смесь до ее попадания в топочный объем можно подготовить по-разному. Если она будет содержать весь воздух, подаваемый в топку для горения, то теплота сгорания большей части летучих веществ будет использоваться не эффективно. Она будет расходоваться на нагрев не только коксовых частиц, но и всего воздуха. В результате условия для прогрева и воспламенения кокса будут плохие. Поэтому подавать вместе с пылью весь воздух, необходимый для горения, не целесообразно. Тем более что технологически он весь сразу и не нужен.

Чтобы создать оптимальные условия для воспламенения коксовых частиц, предусматривают следующие конструктивные и режимные мероприятия. Во всех пылеугольных горелках имеются каналы первичного и вторичного воздуха, а количество первичного воздуха регламентировано. При использовании традиционных пылесистем, первичным называется тот воздух, который подается в топку вместе с пылью. Количество первичного воздуха выбирается из условия наиболее полного сгорания летучих веществ и поэтому зависит от вида топлива.

Вторичный воздух подается отдельно и предназначен для выгорания кокса. Поэтому конструкция горелок должна быть такой, чтобы обеспечить подвод вторичного воздуха к коксовым частицам после их воспламенения.

Рекомендуемое количество первичного воздуха в процентах от теоретически необходимого количества V^0 указано в табл. 6.1. Этот показатель называется доля первичного воздуха r_1 или коэффициент подачи первичного воздуха α_1 .

Таблица 6.1

Рекомендуемое значение r_1 , в % от V_0 , для пылеугольных топок при номинальной паропроизводительности котла по данным [1]

Топливо	При подаче пыли в топку сушильным агентом ¹⁾	При подаче пыли в топку горячим воздухом ²⁾
АШ, ПА, Т	20–25	15–20
Каменные угли	25–35	20–30
Бурые угли	45–55	20–35
Сланцы	55–65	–
Фрезерный торф	80–85	–

1) Если по условиям работы пылесистемы требуется уменьшить количество вентилирующего агента, допускается снижение нижнего предела на 25% от указанного в таблице значения. При сушке топлива газами или смесью газов с воздухом в СА за мельницей должно быть не менее 15% воздуха (от V^0).

2) В схемах с пылевым бункером.

Контрольные вопросы и задания

1. Почему в конструкции паровых котлов появился ВП?
2. Какие преимущества удастся получить за счет подогрева воздуха в воздухоподогревателе?
3. Как происходит процесс реагирования частиц топлива в топке?
4. Для чего воздух, подаваемый в топку, делят на первичный и вторичный?
5. От чего зависит рекомендуемое значение r_1 ?

6.2. Уравнение воздушного баланса топki

Кислород воздуха, подаваемого в котел, является химическим реагентом в процессе горения, который протекает в топке. Сам воздух используется как теплоноситель в воздухоподогревателе и может использоваться как сушильно-транспортирующая среда в системах пылеприготовления и пылепитания. Поэтому в котел должно подаваться столько воздуха, сколько требуется по условиям оптимального протекания технологического процесса подготовки и сжигания топлива в котельной установке.

Распределение воздуха, поступающего в топку, по отдельным составляющим с учетом присосов называется воздушным балансом топки. Для топок с индивидуальными СМС с замкнутой схемой сушки воздушный баланс на 1 кг топлива выражается уравнением:

$$V_1 + V_2 + V_{\text{в}}^{\text{сбр}} + \Delta V_{\text{т}} = V_{\text{т}}. \quad (6.1)$$

Здесь V_1 и V_2 – соответственно количества первичного и вторичного воздуха; $V_{\text{в}}^{\text{сбр}}$ – количество воздуха, подаваемого через сбросные сопла вместе с СА; $\Delta V_{\text{т}}$ – количество воздуха, поступающего в топку в виде присосов; $V_{\text{т}}$ – общее количество воздуха, поступающего в топку. Размерность всех слагаемых в (6.1) – $\text{нм}^3/\text{кг}_{\text{топлива}}$.

Уравнение можно записать в несколько ином виде, используя понятия о теоретически необходимом для горения количестве воздуха V^0 , коэффициенте воздуха на выходе из топки $\alpha_{\text{т}}$ и присосе воздуха в току $\Delta\alpha_{\text{т}}$:

$$V_1 + V_2 + V_{\text{в}}^{\text{сбр}} + \Delta\alpha_{\text{т}} \cdot V^0 = \alpha_{\text{т}} \cdot V^0. \quad (6.2)$$

Если в основные горелки поступает доля от общего расхода топлива m , то в сбросные – $(1 - m)$. Тогда (6.2) можно записать в виде:

$$m \cdot r_1 \cdot V^0 + m \cdot r_2 \cdot V^0 + (1 - m) \cdot \alpha_{\text{сбр}} \cdot V^0 + \Delta\alpha_{\text{т}} \cdot V^0 = \alpha_{\text{т}} \cdot V^0. \quad (6.3)$$

Поделим правую и левую части (6.3) на V^0 . Получим:

$$m \cdot r_1 + m \cdot r_2 + (1 - m) \cdot \alpha_{\text{сбр}} + \Delta\alpha_{\text{т}} = \alpha_{\text{т}}. \quad (6.4)$$

В уравнениях (6.3) и (6.4) $r_1 = V_1/m \cdot V^0$ – доля первичного воздуха, а $r_2 = V_2/m \cdot V^0$ – доля вторичного воздуха. Для коэффициента избытка воздуха в сбросных горелках справедлива формула:

$$\alpha_{\text{сбр}} = \frac{V_{\text{в}}^{\text{сбр}}}{(1 - m) \cdot V^0}. \quad (6.5)$$

Если топка не оборудована сбросными соплами, то все топливо подается в основные горелки. Тогда $m = 1$ и уравнение воздушного баланса примет вид:

$$r_1 + r_2 + \Delta\alpha_{\text{т}} = \alpha_{\text{т}}. \quad (6.6)$$

Рассмотрим расчет воздушного баланса для различных случаев при номинальной нагрузке котла 100% в предположении, что работают все мельницы и загружены они равномерно.

Контрольные вопросы и задания

1. Почему в котел нужно подавать строго определенное количество воздуха?
2. Что такое воздушный баланс топки?
3. Запишите уравнение воздушного баланса топки в долях от V^0 в общем виде.
4. Запишите уравнение воздушного баланса топки для простейшего случая, когда сбросные сопла отсутствуют.

6.3. Воздушный баланс топки, укомплектованной СМС с прямым вдуванием

В этом случае, исходя из g_1 , можно определить массовое количество первичного воздуха по следующим формулам:

$$g_{\text{пер}} = g_1 \cdot (1 + K_{\text{прс}}), \quad (6.7)$$

$$g_{\text{пер}} = g_1 \cdot (r_{\text{Г}} \cdot r_{\text{в,Г}} + r_{\text{ГВ}} + K_{\text{прс}}), \quad (6.8)$$

$$g_{\text{пер}} = g_1 \cdot (r_{\text{Г1}} \cdot r_{\text{в,Г1}} + r_{\text{Г2}} \cdot r_{\text{в,Г2}} + K_{\text{прс}}). \quad (6.9)$$

Уравнение (6.7) справедливо при воздушной сушке топлива, а уравнение (6.8) – при газо-воздушной сушке. Здесь $r_{\text{Г}}$ и $r_{\text{ГВ}}$ – массовые доли газов и воздуха в СА, а $r_{\text{в,Г}}$ – массовая доля воздуха в газах, поступающих на сушку. Она зависит от коэффициента избытка воздуха в газах α :

$$r_{\text{в,Г}} = \frac{(\alpha - 1) \cdot \gamma_{0\text{В}} \cdot V^0}{1 + \gamma_{0\text{В}} \cdot \alpha \cdot V^0}. \quad (6.10)$$

Уравнение (6.9) справедливо при двухкомпонентной газовой сушке топлива. Здесь $r_{\text{Г1}}$ и $r_{\text{Г2}}$ – доли «горячих» и «холодных» газов в сушильном агенте, а $r_{\text{в,Г1}}$ и $r_{\text{в,Г2}}$ – доли воздуха в каждом из этих газовых потоков, которые определяются по формуле (6.10) при соответствующих значениях α_1 и α_2 .

Теперь можно рассчитать долю первичного воздуха:

$$r_1 = \frac{g_{\text{пер}}}{\gamma_{0\text{В}} \cdot V^0}. \quad (6.11)$$

Учитывая приведенные в п. 5.3 рекомендации по определению g_1 , при воздушной сушке значение r_1 должно быть уже известно и удовлетворять рекомендациям табл. 6.1. При газо-воздушной и особенно при

газовой сушке r_1 может получиться меньше нижнего предела рекомендуемого диапазона $[r_1]$. В примечаниях табл. 6.1 указано, что это допускается, но в СА за мельницей должно быть не менее 15% воздуха, т.е. r_1 должно быть не менее 0,15.

Коэффициент избытка воздуха на выходе из топки α_T и присос в топку $\Delta\alpha_T$ при проектировании нового котла принимают по рекомендациям [5] или [6]. Затем из уравнения воздушного баланса топки определяют долю вторичного воздуха:

$$r_2 = \alpha_T - r_1 - \Delta\alpha_T. \quad (6.12)$$

Коэффициент избытка воздуха в горелках:

$$\alpha_{гор} = r_1 + r_2 \quad (6.13)$$

должен быть не менее 1,05, чтобы механический недожог q_4 не превышал нормативных рекомендаций. Если α_T и $\Delta\alpha_T$ приняты по рекомендациям [5] или [6], это должно выполняться автоматически, т.к. при отсутствии сбросных горелок $\alpha_{гор}$ совпадает с организованно подаваемым в топку количеством воздуха:

$$\alpha_{гор} = \alpha_{орг} = \alpha_T - \Delta\alpha_T. \quad (6.14)$$

Расход через каналы первичного воздуха на котел, м³/ч, определяется по формуле:

$$G_1 = V_{вл.см} \cdot 1000 \cdot B, \quad (6.15)$$

где B – полный расход топлива на котел, т/ч. Затем определяют расход через каналы вторичного воздуха на котел, м³/ч:

$$G_2 = r_2 \cdot V^0 \cdot 1000 \cdot B \cdot \frac{273 + t_{ГВ}^{ВП}}{273}. \quad (6.16)$$

Контрольные вопросы и задания

1. Запишите формулы для определения массового количества первичного воздуха.
2. В каких случаях допускается, что расчетное значение r_1 меньше нижнего предела рекомендуемого диапазона $[r_1]$?
3. Почему должно выполняться условие $\alpha_{гор} \geq 1,05$?
4. Запишите формулы для определения расходов первичного и вторичного воздуха на котел.

6.4. Воздушный баланс топки, укомплектованной СМС с мельницами-вентиляторами и пылеконцентраторами

Схема топки, оборудованной пылесистемами с М-В, пылеконцентраторами, и газо-воздушной сушкой представлена на рис. 6.1. Газы отбираются из верхней части топки через газозаборное окно 1 и по газоходу 2 попадают в устройство нисходящей сушки 3. Туда же по течке 4 поступает сырое топливо, подаваемое питателем 5. Для регулирования температуры сушильного агента перед мельницей 6 в нижнюю часть устройства 3 предусмотрена присадка горячего воздуха по воздухопроводу 12. Поток аэросмеси после М-В и сепаратора попадает в пылеконцентратор 7, расположенный в цилиндрическом канале.

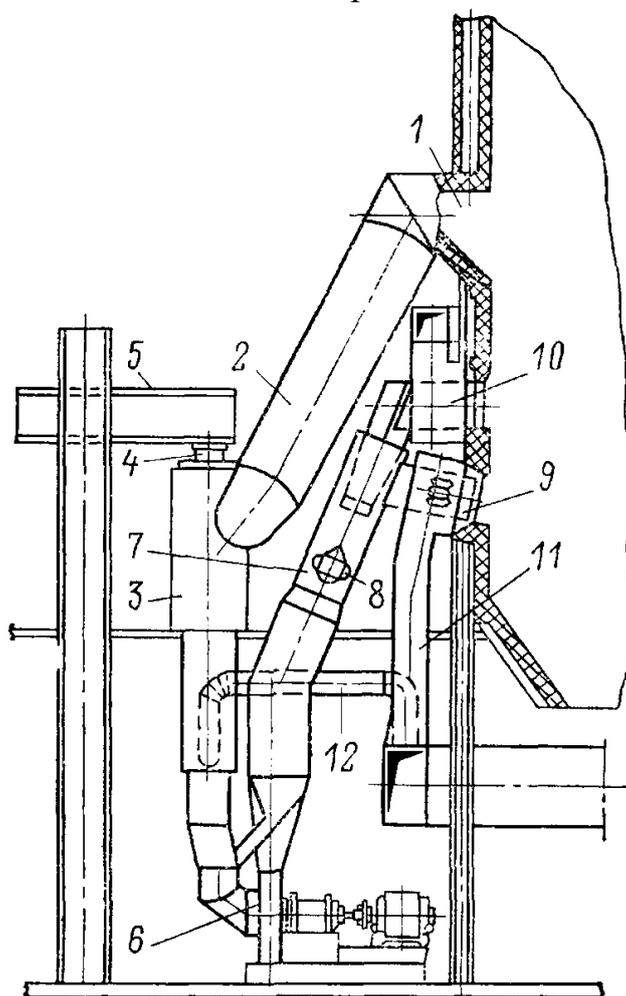


Рис. 6.1. Топка, оборудованная пылесистемами с М-В и пылеконцентраторами:

- 1 – газозаборное окно; 2 – газоход; 3 – устройство нисходящей сушки;
- 4 – течка топлива; 5 – питатель сырого топлива; 6 – мельница-вентилятор;
- 7 – пылеконцентратор; 8 – аксиальный закручивающий аппарат;
- 9 – основная горелка; 10 – сбросная горелка; 11 – воздухопровод к горелке;
- 12 – линия присадки горячего воздуха

Аэросмесь закручивается в аксиальном лопаточном аппарате 8 пылеконцентратора. После этого под действием сил инерции бóльшая часть пыли (порядка 85%) отбрасывается на периферию потока и с небольшим количеством влажного СА, порядка 35%, через основные горелки 9 поступает в топку. Вторичный воздух поступает в горелки по воздухопроводу 11. Оставшееся небольшое количество тонкой пыли с большей частью влажного сушильного агента подается в топку через сбросные горелки 10, расположенные выше ЗАГ.

Применение пылеконцентраторов позволяет в основном разгрузить зону активного горения от газов, отобранных на сушку, и испаренной в пылесистемах влаги. Это важно для улучшения условий воспламенения и горения высоковлажных и многозольных бурых углей с $Q_i' \leq 6$ МДж/кг (1430 ккал/кг).

Подробная информация о конструкциях и особенностях применения пылеконцентраторов представлена [6], п. 9.5.3.

Обозначим через l долю влажного СА, поступающего в основные горелки, а через m – долю пыли, поступающей туда. Тогда доля влажного сушильного агента в сбросных горелках составит $(1-l)$, а доля пыли соответственно $(1-m)$. При проведении расчета воздушного баланса топки значения l и m должны быть известны.

Долю воздуха в газах можно определить по формуле (6.10). Если в пылесистемах используется двухкомпонентная газовая сушка, то надо определить доли воздуха в «горячих» и «холодных» газах $r_{в,г1}$ и $r_{в,г2}$ при коэффициентах избытка воздуха α_1 и α_2 в этих газах.

Массовое количество воздуха во влажном СА $g_{в,СА}$, кг/кг, при газо-воздушной сушке рассчитывают по формуле (6.8) с заменой в левой части $g_{пер}$ на $g_{в,СА}$. Если применяется двухкомпонентная газовая сушка, таким же образом используют формулу (6.9). В эти формулы входят массовое количество сушильного агента g_1 , доли компонентов в нем $r_{г}$, $r_{гв}$ или $r_{г1}$, $r_{г2}$ и коэффициент присоса $K_{прс}$. Их значения принимают по результатам теплового расчета СМС.

Теперь можно рассчитать долю поступающего в основные горелки первичного воздуха r_1 и коэффициент избытка воздуха в сбросных горелках $\alpha_{сбр}$:

$$r_1 = \frac{l \cdot g_{в,СА}}{m \cdot \gamma_{0в} \cdot V^0}, \quad (6.17)$$

$$\alpha_{\text{сбр}} = \frac{(1-l) \cdot g_{\text{в,сА}}}{(1-m) \cdot \gamma_{0\text{в}} \cdot V^0}. \quad (6.18)$$

Значение r_1 должно удовлетворять рекомендациям табл. 6.1 с учетом примечаний к таблице.

Из уравнения воздушного баланса (6.4) можно определить долю вторичного воздуха, подаваемого в горелки:

$$r_2 = \frac{\alpha_{\text{т}} - m \cdot r_1 - (1-m) \cdot \alpha_{\text{сбр}} - \Delta\alpha_{\text{т}}}{m}. \quad (6.19)$$

В данном случае используются сбросные горелки, в результате относительное количество организовано подаваемого в топку воздуха $\alpha_{\text{орг}} = \alpha_{\text{т}} - \Delta\alpha_{\text{т}}$ больше, чем коэффициент избытка воздуха в основных горелках:

$$\alpha_{\text{гор}} = m \cdot r_1 + m \cdot r_2. \quad (6.20)$$

Полученное значение должно удовлетворять требованию $\alpha_{\text{гор}} \geq 1,05$, чтобы величина q_4 была не выше нормативных рекомендаций.

Объемное количество влажной смеси за СМС $V_{\text{вл.см}}$, м³/кг, при газо-воздушной сушке рассчитывается по формуле (5.15), а при двухкомпонентной газовой сушке по формуле (5.16).

Теперь, зная полный расход топлива на котел B , кг/ч, можно определить расходы, м³/ч, через сбросные горелки котла $G_{\text{сбр}}$, через каналы первичного воздуха горелок G_1 и через каналы вторичного воздуха G_2 :

$$G_{\text{сбр}} = (1-l) \cdot V_{\text{вл.см}} \cdot B, \quad (6.21)$$

$$G_1 = l \cdot V_{\text{вл.см}} \cdot B, \quad (6.22)$$

$$G_2 = m \cdot r_2 \cdot V^0 \cdot B \cdot \frac{273 + t_{\text{ГВ}}^{\text{ВП}}}{273}. \quad (6.23)$$

Контрольные вопросы и задания

1. Используя рис. 6.1, расскажите о схеме сжигания с М-В и пылеконцентратором.
2. Каковы преимущества такой технологии и в каких случаях ее рекомендуется применять?
3. Запишите формулы для определения r_1 и $\alpha_{\text{сбр}}$.
4. Как определяются расходы, м³/ч, через сбросные горелки котла, каналы первичного воздуха, каналы вторичного воздуха?

6.5. Воздушный баланс топки, укомплектованной СМС с помбункером и транспортировкой пыли СА

Массовое количество первичного воздуха можно определить по следующим формулам:

$$g_{\text{пер}} = g_1 \cdot (1 - r_{\text{рц}} + K_{\text{прс}}) \cdot \frac{Z_M \cdot B_M}{B}, \quad (6.24)$$

$$g_{\text{пер}} = g_1 \cdot (r_{\text{Г}} \cdot r_{\text{в,Г}} + r_{\text{ГВ}} + K_{\text{прс}}) \cdot \frac{Z_M \cdot B_M}{B}, \quad (6.25)$$

$$g_{\text{пер}} = g_1 \cdot (r_{\text{Г1}} \cdot r_{\text{в,Г1}} + r_{\text{Г2}} \cdot r_{\text{в,Г2}} + K_{\text{прс}}) \cdot \frac{Z_M \cdot B_M}{B}. \quad (6.26)$$

Формула (6.24) справедлива, если сушильный агент состоит из горячего воздуха и рециркулирующего СА, в ней $r_{\text{рц}}$ – доля рециркуляции, известная из теплового расчета. Формула (6.25) используется при газозвушной сушке, а формула (6.26) – при двухкомпонентной газовой сушке. Обозначения в этих формулах такие же, как в п. 6.3. Сами формулы отличаются от представленных в п. 6.3 только тем, что в них появляется сомножитель $Z_M \cdot B_M / B$. Это связано с тем, что суммарная размольная производительность мельниц может превышать расход топлива на котел в режимах, когда пыль накапливается в бункере. Численное значение этого сомножителя равно текущему значению коэффициента запаса $K_{\text{зап}}$.

Все, что было сказано в п. 6.3 про $r_{\text{в,Г}}$, r_1 , r_2 и $\alpha_{\text{гор}}$, справедливо и в данном случае.

Расход через каналы первичного воздуха на котел, м³/ч, определяется по формуле:

$$G_1 = Z_M \cdot (V_2 - G_{\text{рц}}). \quad (6.27)$$

В (6.27) V_2 – это расход влажного СА в выходном сечении пылесистемы (на всасе мельничного вентилятора), м³/ч, а $G_{\text{рц}}$, м³/ч, – расход рециркулирующего сушильного агента, который равен нулю, если рециркуляции в системе пылеприготовления нет. В случае использования ШБМ или ММТ значение V_2 уже известно (см. п. 5.3). Если пылесистемы со среднеходными мельницами, то:

$$V_2 = V_{\text{вл.см}} \cdot 1000 \cdot B_M. \quad (6.28)$$

Входящее в эту формулу $V_{\text{вл.см}}$ должно быть определено в соответствии с составом СА, который уже известен по результатам теплового расчета пылесистем. Значение $G_{\text{рц}}$, используемое в (6.27), может быть определено следующим образом:

$$G_{\text{рц}} = \frac{r_{\text{рц}} \cdot g_1 \cdot 1000 \cdot B_{\text{м}}}{\gamma_{0\text{рц}}} \cdot \frac{273 + t_2}{273} . \quad (6.29)$$

Здесь $\gamma_{0\text{рц}}$ – плотность рециркулирующего сушильного агента при нормальных условиях, известная по результатам теплового расчета СМС.

Расход через каналы вторичного воздуха на котел, м³/ч, определяется точно так же, как в п. 6.3.

Контрольные вопросы и задания

1. Поясните, почему в формулах (6.24)–(6.26) появляется сомножитель $Z_{\text{м}} \cdot B_{\text{м}} / B$?
2. Как в данном случае определяется r_1 ?
3. В формулу (6.29) входит t_2 . Что это за величина и откуда берется ее численное значение?
4. Запишите формулу, по которой определяется расход вторичного воздуха на котел.

6.6. Воздушный баланс топki, укомплектованной СМС с промбункером и транспортировкой пыли воздухом

В этом случае влажный сушильный агент из систем пылеприготовления сбрасывается в топку через сбросные горелки, или через специальные каналы горелок. Чаще используются сбросные горелки, расположенные на верхней границе зоны активного горения, что позволяет разгрузить ЗАГ от испаренной в пылесистемах влаги и улучшить условия воспламенения и горения топлива, а в топках с жидким шлакоудалением – еще и условия выхода жидкого шлака.

В данном случае в зону активного горения не поступает испаренная влага, а подается подсушенная пыль (сушенка). Поэтому расчет воздушно-го баланса следовало бы проводить на $V^{0,\text{пл}}$ – теоретически необходимое количество воздуха для сгорания пыли с влажностью $W^{\text{пл}}$. Но если, используя указания [5], пересчитать расход сырого топлива на котел B в расход сушенки $B_{\text{суш}}$ и определить $V^{0,\text{пл}}$, то можно убедиться, что равенство $B_{\text{суш}} \cdot V^{0,\text{пл}} = B \cdot V^0$ выполняется с высокой точностью. Это объясняется тем, что горючая масса топлива остается неизменной. Поэтому для простоты будем вести расчет на теоретически необходимое количество воздуха для сгорания сырого топлива V^0 и на его полный расход B .

Количество воздуха, организованно подаваемого в топку:

$$\alpha_{\text{орг}} = \alpha_{\text{т}} - \Delta\alpha_{\text{т}}. \quad (6.30)$$

Для $\alpha_{\text{орг}}$ можно записать следующее уравнение баланса:

$$\alpha_{\text{орг}} \cdot B \cdot V^0 = r_1 \cdot B_{\text{гор}} \cdot V^0 + r_2 \cdot B_{\text{гор}} \cdot V^0 + \alpha_{\text{сбр}} \cdot B_{\text{сбр}} \cdot V^0. \quad (6.31)$$

В этом уравнении $\alpha_{\text{сбр}}$ – коэффициент избытка воздуха в сбросных горелках, $B_{\text{гор}}$ и $B_{\text{сбр}}$ – расходы топлива через основные и сбросные горелки:

$$B_{\text{сбр}} = Z_{\text{м}} \cdot B_{\text{м}} \cdot (1 - \eta_{\text{ц}}), \quad (6.32)$$

$$B_{\text{гор}} = B - B_{\text{сбр}}. \quad (6.33)$$

В формуле (6.32) $\eta_{\text{ц}}$ – КПД циклона, который принимается по рекомендациям п. 6.17, [1].

Для расчета $\alpha_{\text{сбр}}$ необходимо определить массовое количество сбросного воздуха $g_{\text{в,сбр}}$. В зависимости от типа сушильного агента, для этого используются уравнения (6.24), (6.25) или (6.26) с заменой $g_{\text{пер}}$ в левой части на $g_{\text{в,сбр}}$. Коэффициент избытка воздуха в сбросных горелках определяется по формуле:

$$\alpha_{\text{сбр}} = \frac{g_{\text{в,сбр}}}{(1 - \eta_{\text{ц}}) \cdot \gamma_{0\text{в}} \cdot V^0}. \quad (6.34)$$

Доля первичного воздуха r_1 выбирается из рекомендуемого диапазона $[r_1]$ в соответствии с рекомендациями табл. 6.1.

Теперь можно, используя уравнение (6.31), определить долю вторичного воздуха:

$$r_2 = \frac{\alpha_{\text{орг}} \cdot B - \alpha_{\text{сбр}} \cdot B_{\text{сбр}} - r_1 \cdot B_{\text{гор}}}{B_{\text{гор}}}. \quad (6.35)$$

Коэффициент избытка воздуха в горелках $\alpha_{\text{гор}} = r_1 + r_2$ должен быть не менее 1,05. Но этого не всегда удастся добиться, так как значение $\alpha_{\text{гор}}$ во многом определяется величиной $\alpha_{\text{сбр}}$, а в конечном счете – расходом V_2 . Значение V_2 определяется из условий вентиляции мельницы и зависит от её типоразмера. В таком случае нужно посмотреть, нельзя ли уменьшить V_2 или по-другому повлиять на величину $\alpha_{\text{сбр}}$. Так, например, при размоле АШ и ПА температура за мельницей $t_{\text{м}}''$ по сути не ограничивается в [1]. Поэтому можно проверить, нельзя ли за счет некоторого увеличения $t_{\text{м}}''$ повысить долю рециркуляции сушильного аген-

та $r_{рц}$ (в разумных пределах) и тем самым уменьшить значения $g_{в,сбр}$, $\alpha_{сбр}$, и в результате добиться выполнения условия $\alpha_{гор} \geq 1,05$.

Расход вторичного воздуха на котел, м³/ч, находят по формуле:

$$G_2 = r_2 \cdot V^0 \cdot 1000 \cdot B_{гор} \cdot \frac{273 + t_{ГВ}^{вп}}{273} . \quad (6.36)$$

В смесителях пылесистем происходит смешение транспортирующего воздуха с температурой $t_{тр.в}$ и пыли с температурой $t_{пл}$. В результате получается поток аэросмеси с температурой t_I (рис. 6.2). Эту температуру нужно знать для определения расхода через каналы первичного воздуха горелок.

По условиям взрывобезопасности [2], для пыли твердого топлива I группы взрывоопасности температура аэросмеси не ограничивается. В этом случае можно принимать $t_{тр.в} = t_{ГВ}^{вп}$. Для топлива II группы t_I должна быть не более 160°C, а для топлива III группы – не более 100°C. Тогда необходимо подобрать такую температуру транспортирующего воздуха $t_{тр.в}$, чтобы указанные условия выполнялись, и подумать, как получить воздух с такой $t_{тр.в}$.

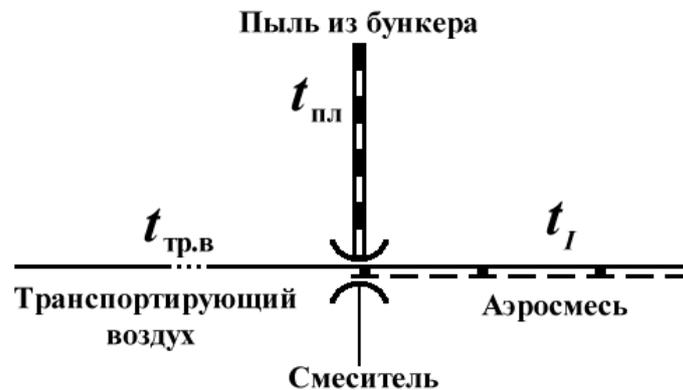


Рис. 6.2. К определению температуры аэросмеси перед горелками

Температура пыли $t_{пл}$, поступающей в смесители из промбункера, меньше, чем температура на выходе из пылесистемы t_2 . По рекомендациям п. 6.33, [5], для пыли АШ можно принять $t_{пл} = 95^\circ\text{C}$, в остальных случаях $t_{пл} = 75^\circ\text{C}$. При этой температуре по указаниям п. 1.8, [1], определяется теплоемкость сухой массы топлива $c_{тл}^с$ и рассчитывается теплоемкость пыли:

$$c_{пл} = \frac{W^{пл}}{100} + \frac{100 - W^{пл}}{100} \cdot c_{тл}^с . \quad (6.37)$$

Значение r_1 известно, поэтому легко определить массовое количество первичного воздуха, который и является транспортирующим: $g_{\text{пер}} = r_1 \cdot \gamma_{0\text{в}} \cdot V^0$. Теперь можно последовательно рассчитать теплоемкость пылевоздушной смеси c_I и ее температуру t_I :

$$c_I = \frac{g_{\text{пер}} \cdot c_{\text{тр.в}} + [1 - K_{\text{зап}} \cdot (1 - \eta_{\text{ц}})] \cdot c_{\text{пл}}}{g_{\text{пер}} + 1 - K_{\text{зап}} \cdot (1 - \eta_{\text{ц}})}, \quad (6.38)$$

$$t_I = \frac{g_{\text{пер}} \cdot c_{\text{тр.в}} \cdot t_{\text{тр.в}} + [1 - K_{\text{зап}} \cdot (1 - \eta_{\text{ц}})] \cdot c_{\text{пл}} \cdot t_{\text{пл}}}{[g_{\text{пер}} + 1 - K_{\text{зап}} \cdot (1 - \eta_{\text{ц}})] \cdot c_I}. \quad (6.39)$$

В этих формулах $c_{\text{тр.в}}$ – теплоемкость транспортирующего воздуха при $t_{\text{тр.в}}$, она определяется по рис. 5.1, [1]. Формулы (6.38) и (6.39) получаются соответственно из уравнений перемешивания для теплоемкостей c_i и энтальпий $c_i \cdot t_i$ потоков, показанных на рис. 6.2.

Расход первичного воздуха на котел, $\text{м}^3/\text{ч}$, считают по формуле:

$$G_1 = r_1 \cdot V^0 \cdot 1000 \cdot B_{\text{гор}} \cdot \frac{273 + t_I}{273}. \quad (6.40)$$

Если в пылесистеме есть рециркуляция СА, то по формуле (6.29) нужно определить $G_{\text{рц}}$, $\text{м}^3/\text{ч}$, а затем расход через сбросные горелки на котел $G_{\text{сбр}}$, $\text{м}^3/\text{ч}$. Для этого используется формула (6.27) с заменой G_1 в левой части на $G_{\text{сбр}}$.

Некоторые примеры расчета воздушного баланса топок представлены в Приложении 2.

Контрольные вопросы и задания

1. Почему в данном случае расчет воздушного баланса топки можно проводить на сырое топливо?
2. Запишите уравнение воздушного баланса топки укомплектованной СМС с промбункером и транспортировкой пыли воздухом.
3. Как рассчитывается коэффициент избытка воздуха в сбросных горелках?
4. Почему для топок, укомплектованных пылесистемами с промбункером и транспортировкой пыли воздухом, могут возникнуть сложности с выполнением условия $\alpha_{\text{гор}} \geq 1,05$?
5. Почему и в каких случаях ограничивается температура аэросмеси в пылепроводах к горелкам?

7. СОВМЕСТНЫЙ РАСЧЕТ ТОПОК, КОТЛОВ И ПЫЛЕСИСТЕМ ПРИ ПОМОЩИ СОВРЕМЕННЫХ ПРОГРАММ

7.1. Общие сведения

Котельные установки с пылеугольными котлами и системами пылеприготовления отличаются высокой сложностью, огромной металлоемкостью, широким спектром протекающих в них физико-химических процессов. Проектирование и исследование работы таких объектов практически невозможно без использования современного программного обеспечения. Программы «Boiler Designer», «Stoker» и различные программы для расчета топки как раз и являются важными компонентами этого программного обеспечения. Но необходимо помнить о сложной взаимосвязи процессов, протекающих в топке, котле и пылесистемах, и учитывать эти взаимосвязи при проведении совместных расчетов этих устройств.

7.2 Назначение программ «Boiler Designer» и «Stoker», их устаревшие аналоги

Программа «Boiler Designer» [7] разработана фирмами «OPTSIM-K» и «KED» и поддерживается в России фирмой «OPTSIM-K». Она может быть использована для теплового, гидравлического и аэродинамического расчета котлов на органическом топливе и котлов-утилизаторов. Возможно также выполнение расчета тепловой схемы энергоблока в целом, в том числе с расчетом внедренного в эту схему котла. Помимо статических расчетов, можно моделировать и переходные процессы при переменных режимах работы объекта исследования. Здесь мы в основном остановимся на статических тепловых расчетах пылеугольных энергетических котлов.

Программа «Stoker» разработана в ОАО «Всероссийский теплотехнический институт». Она предназначена для проведения теплового расчета индивидуальных систем пылеприготовления паровых котлов совместно с расчетом газовоздушного тракта котла. Дополнительно предусмотрена возможность определения размольной производительности мельниц.

Недостатком программы «Stoker», в отличие от «Boiler Designer», является то, что она ориентирована на традиционные технологии сжигания органического топлива. Так, например, существует опыт использования «Boiler Designer» для пылеугольных котлов, сжигающих топливо в среде кислорода с рециркуляцией продуктов сгорания (технология Оху-

fuel Combustion). Подробности и результаты расчета такой котельной установки изложены в [8]. Но применить «Stoker» в этой ситуации оказалось невозможно, пришлось разработать другую программу.

Нужно отметить, что до сих пор для расчетов котлов и систем пылеприготовления иногда используются соответственно старые отраслевые программы «Tract» и «Trap». Автор и сам имеет большой опыт их применения. Нужно признать, что в свое время «Tract» и «Trap» были передовыми программными комплексами, но постепенно перестали быть таковыми в связи с быстрым развитием компьютерной техники и технологий. Они, бесспорно, уступают программам «Boiler Designer» и «Stoker» и по интерфейсу, и по возможности представления результатов расчета. Кроме того, «Boiler Designer» превосходит «Tract» и по области применения, и по возможности детализации расчетных схем, и по возможности выполнения динамических расчетов.

Контрольные вопросы и задания

1. Какие расчеты можно выполнять при помощи программы «Boiler Designer»?
2. Для чего предназначена программа «Stoker»?
3. Перечислите преимущества программы «Boiler Designer» перед ее предшественницей – программой «Tract».

7.3. Необходимость совместных расчетов топки, котла и систем пылеприготовления

Топка является важным элементом котла и оказывает огромное влияние на его работу. Для существующего котла от температуры на выходе из топки ϑ_T'' зависит температурный напор на поверхностях нагрева, расположенных в газоходах. Величина механического недожога q_4 определяется организацией топочного процесса и влияет на КПД котла и расход топлива, в меньшей мере – на скорости газов в поверхностях нагрева. Значения тепловосприятий отдельных фрагментов стен топки (окна, потолка, участков экранов) Q_i учитываются в балансе теплоты по котлу, поэтому от них тоже будут зависеть результаты его расчета.

Программа «Boiler Designer» позволяет проводить тепловой расчет топки по инженерным методикам расчета, изложенным в [5, 6], которые не учитывают всех особенности современных технологий факельного сжигания. Для учета этих особенностей топку нужно рассчитывать от-

дельно, а полученные при этом значения \mathcal{Q}_T'' , q_4 и Q_i должны быть использованы в качестве исходных данных для «Boiler Designer» (рис. 7.1). Можно обеспечить такую настройку расчета, что «Boiler Designer» будет воспроизводить значения \mathcal{Q}_T'' и Q_i .

В свою очередь, процессы, протекающие в газоходах котла, тоже оказывают воздействие на работу топки. Это связано с тем, что в топочный объем поступает воздух, нагретый в воздухоподогревателе, и могут поступать газы рециркуляции из промежуточных точек газового тракта. Поэтому некоторые результаты расчета по «Boiler Designer» должны быть доступны для программы расчета топки. К ним относятся объемные расходы материальных потоков, поступающих из котла в топку V_i , температуры этих потоков t_i и \mathcal{Q}_i , и, помимо этого, расход топлива B .

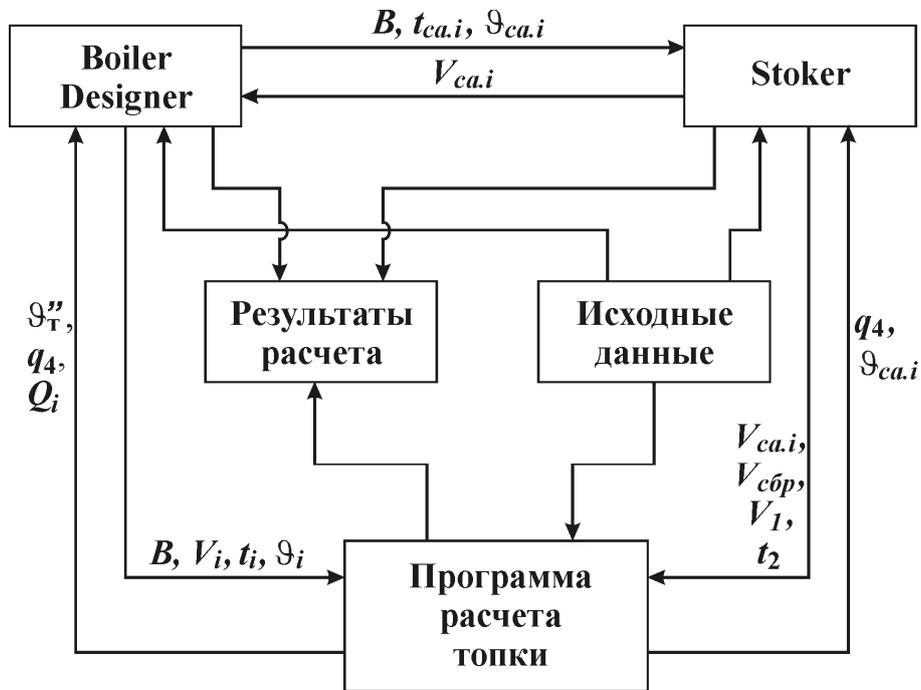


Рис. 7.1. Примерная схема организации обмена данными при совместном использовании программ

Системы пылеприготовления являются важнейшими элементами котельной установки и оказывают огромное влияние на работу пылеугольного котла. Это связано с тем, что компоненты сушильного агента или транспортирующей среды формируются из теплоносителей, используемых в котле. Отбор части теплоносителей из трактов котла в системы пылеприготовления влияет на протекание процессов теплообмена и, в конечном счете, на КПД котла и расход топлива. Поэтому объемные рас-

ходы компонентов сушильного агента $V_{ca,i}$, полученные в результате теплового расчета пылесистем по программе «Stoker», должны быть учтены при проведении расчетов по программе «Boiler Designer».

Но работа самих систем пылеприготовления гораздо больше зависит от режима работы котла. На условия сушки топлива влияют температуры компонентов сушильного агента $t_{ca,i}$ и $\vartheta_{ca,i}$. Важна и топливная загрузка пылесистем, которая определяется расходом топлива на котел B . Поэтому значения B , $t_{ca,i}$ и $\vartheta_{ca,i}$, полученные в результате расчетов по «Boiler Designer», должны быть доступны для программы «Stoker».

Более подробно вопросы, связанные с необходимостью совместного расчета котла и систем пылеприготовления, рассмотрены в [9].

В качестве компонентов сушильного агента в топку могут поступать продукты сгорания как из газоходов котла, так и из топки. Поэтому в некоторых случаях в «Stoker» должно передаваться значение температуры $\vartheta_{ca,i}$, полученное при расчете топки, и во всех случаях – величина механического недожога q_4 . Но объемный расход отбираемых из топки на сушку газов определяется программой «Stoker», и величина этого расхода $V_{ca,i}$ должна быть доступна для программы расчета топки.

Кроме того, при проведении расчетов нужно учитывать, что из пылесистем в топку поступают потоки аэросмеси, а иногда и сбросного воздуха. Поэтому объемные расходы первичного воздуха V_1 и сброса $V_{сбр}$, полученные в результате расчета по программе «Stoker», должны передаваться в программу расчета топки. В некоторых случаях должно передаваться и значение температуры на выходе из пылесистем t_2 .

Нужно отметить, что схему обмена данными между программами расчета, показанную на рис. 7.1, практически невозможно организовать в автоматическом режиме, без участия человека. Это связано с возможностями и особенностями используемого программного обеспечения.

Контрольные вопросы и задания

1. Почему топку котла желательно рассчитывать отдельно, по специальным программам?
2. Объясните, почему пылесистемы влияют на работу котла?
3. Почему работа систем пылеприготовления зависит от режимов работы котла?
4. Объясните схему организации обмена данными при совместном использовании программ, представленную на рис. 7.1.

7.4. Особенности проведения совместных расчетов топки, котла и пылесистем и некоторые результаты таких расчетов

Накопленный опыт выполнения расчетов показывает, что при использовании программ «Fluent» и «Sigma Flame» затруднительно в полной мере реализовать схему, показанную на рис. 7.1. Из-за больших затрат времени реально провести только 2 расчетных исследования работы топки: в начале совместных расчетов (предварительное) и ближе к их завершению (окончательное). А иногда бывает достаточно и одного (предварительного) расчета. Именно так «Sigma Flame» применялась в исследованиях, описанных в [10], и этого оказалось вполне достаточно.

Количество совместных расчетов котла и пылесистем между указанными двумя исследованиями топочного процесса может быть значительно больше, потому что расчеты по «Boiler Designer» и «Stoker» протекают гораздо быстрее.

Программа «Stoker» позволяет выбрать удобный формат представления результатов: систему единиц, приведение к нормальным или к рабочим условиям, в пересчете на котел или на одну пылесистему. Это важно, так как позволяет сразу, без уточнения, внедрять полученные в результате расчета пылесистем расходы компонентов сушильного агента $V_{ca.i}$ в тепловой расчет котла.

Программа «Boiler Designer» предоставляет возможность в каждом тракте котла использовать клапаны, расход среды через которые можно изменять. Количество таких элементов не ограничено. Поэтому в газовом тракте можно смоделировать любое количество отборов газов на рециркуляцию, а в воздушном – любое число отборов СА на сушку.

Возможность использования клапанов для перераспределения потоков теплоносителей по ходу расчета, визуализация которого происходит на экране, является важной отличительной особенностью программы «Boiler Designer». Кроме этого, предусмотрены специальные регуляторы, позволяющие управлять клапанами для поддержания заданных значений тех или иных параметров. Все это позволяет эффективно работать с расчетными схемами сложных объектов и адекватно моделировать различные режимы их работы.

Обычно достаточно нескольких итераций, а для простых объектов даже трех-четырех, для того чтобы провести согласованный расчет котла и систем пылеприготовления. Конкретные рекомендации по этому поводу приведены в [9]. Там же даны рекомендации по разработке адекватных расчетных моделей котлов.

Безусловно, иногда возникают сложности в использовании перечисленного программного обеспечения применительно к конкретной ситуации, или даже обнаруживаются отдельные недостатки, которые следовало бы устранить. В этой связи нужно отметить, что разработчики программ, в частности «Boiler Designer», непрерывно занимаются совершенствованием своих продуктов, в том числе и по аргументированным просьбам пользователей.

Существует большой опыт проведения совместных расчетов. Многие результаты опубликованы, в том числе в работах [8, 10], о которых уже упоминалось выше. Сюда же можно отнести исследования [11, 12], в которых рассматриваются актуальные вопросы перевода котлов на непроектные виды топлива. Этих примеров достаточно, чтобы остальные источники магистранты нашли самостоятельно, ибо нельзя увеличивать список источников в учебном пособии до размера списка в монографии.

Что касается масштаба влияния пылесистем на работу котла, приведем лишь один пример. Эти результаты были получены при расчетах одного корпуса котла ПК-39 энергоблока №5 Рефтинской ГРЭС. Его обслуживают четыре пылесистемы с прямым вдуванием и воздушной сушкой, в которых работают мельницы ММТ-2000/2600/596. Основной компонент СА – горячий воздух из-за воздухоподогревателя, второй компонент – холодный воздух, отбираемый до воздухоподогревателя. Топливо – экибастузский уголь марки 2СС, котел несет номинальную нагрузку, и все мельницы рассматриваемого корпуса котла находятся в работе. Расчеты этого объекта выполнялись в связи с необходимостью его реконструкции.

Если провести совместный расчет корпуса котла и пылесистем по программам «Boiler Designer» и «Stoker», то температура уходящих газов равна 156,5°С, а КПД составляет 90,294%. Если провести только расчет корпуса котла по программе «Boiler Designer» и не учитывать влияние пылесистем путем отбора воздуха до воздухоподогревателя на сушку, то получается соответственно 128,7°С и 91,946%. Таким образом, различие весьма существенное.

Рассмотрим, почему так получается (рис. 7.2). Если в СМС не подается холодный воздух, т.е. клапан на этой линии закрыт, то $r_{x,b} = 0$, и весь организованно подаваемый в топку воздух проходит через регенеративные воздухоподогреватели (РВП). Так было бы, если не учитывать работу пылесистем. Но если сделать тепловой расчет систем пылеприготовления, то из условия равенства сушильной и размольной производительности получается, что $r_{x,b} > 0$. Тогда при проведении теплового расчета корпуса котла через РВП будет протекать меньше воздуха, его скорость снизится, а коэф-

коэффициенты теплоотдачи α_2 и теплопередачи k станут меньше. В результате дымовые газы будут хуже охлаждаться в РВП, поэтому температура уходящих газов $\vartheta_{ух}$ возрастет, а КПД корпуса котла снизится.

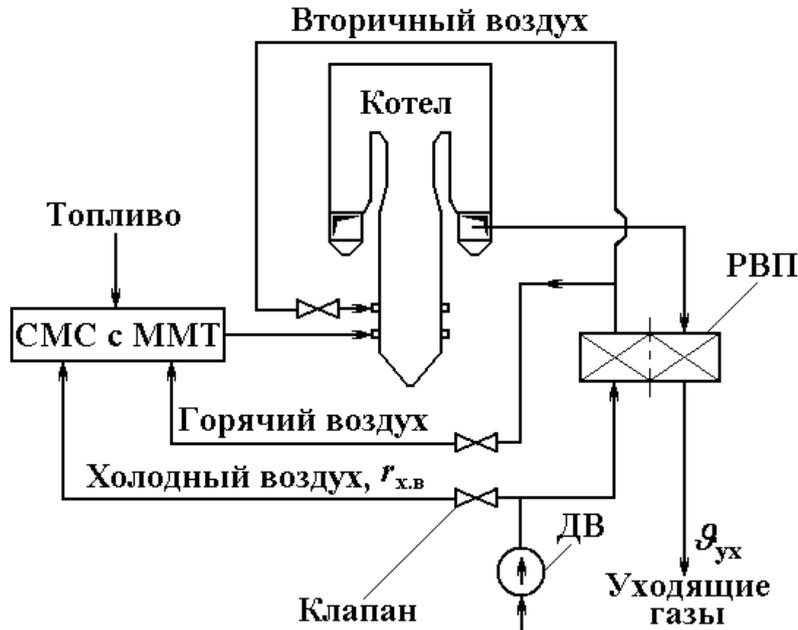


Рис. 7.2. Схема отбора воздуха в пылесистемы корпуса котла ПК-39:
ДВ – дутьевые вентиляторы

В завершение нужно отметить, что на кафедре «Моделирования и проектирования энергетических установок» «НИУ «МЭИ» магистранты изучают курс «Программные средства теплового расчета котельных установок». В нем все эти вопросы рассматриваются и подкреплены лабораторными работами.

Контрольные вопросы и задания

1. Почему при использовании программ «Fluent» и «Sigma Flame» затруднительно в полной мере реализовать схему, показанную на рис. 7.1?
2. Почему программу «Stoker» удобно использовать при проведении совместных расчетов?
3. Какие элементы программы «Boiler Designer» позволяют удобно выполнять совместный расчет котла с пылесистемами?
4. На сколько градусов измениться температура уходящих газов, если корпус котла ПК-39 рассчитать с учетом и без учета систем пылеприготовления?
5. Используя рис. 7.2 объясните, каким образом системы пылеприготовления влияют на работу корпуса котла ПК-39.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Корректное выполнение расчетов мельниц, пылесистем и воздушного баланса топки имеет большое значение при проектировании котельных установок с пылеугольными котлами. Мельницы и пылесистемы должны обеспечить необходимый расход топлива на котел. При этом качество пыли (R_{90} , $W^{пл}$) должно соответствовать существующим требованиям чтобы процесс горения в топке был устойчивым и экономичным. Кроме того, от режима работы мельниц и пылесистем зависит воздушный баланс топки, что также влияет на протекание процесса горения.

Более того, как показано в последней главе, в большинстве случаев работа систем пылеприготовления оказывает сильное влияние на работу котла и наоборот. Это нужно учитывать при проектировании новых котельных установок, а значит необходимо проводить совместные расчеты котлов и СМС при помощи специальных программ. Но для того, чтобы выполнять такие работы, нужно хорошо изучить методику расчетов пылесистем и котла.

Понимание методики приходит во время проведения практических расчетов, в частности, при выполнении курсовых работ и проектов. Автор считает, что данное учебное пособие поможет и в этом деле. Именно для этого в текст книги включено Приложение 1 со справочными материалами по характеристикам основных энергетических топлив, необходимых для выполнения расчетов, и Приложение 2, в котором содержится большое количество решенных задач, относящихся ко всем разделам пособия, кроме последнего.

Автор надеется, что книга будет полезна как для студентов 4 курса, так и для магистрантов 1 и 2 курсов, обучающихся по направлению «Энергетическое машиностроение». Возможно, она будет полезна и для студентов, обучающихся по направлению «Теплоэнергетика».

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Расчет и проектирование пылеприготовительных установок котельных агрегатов (нормативные материалы). Руководящие указания. – Л.: НПО ЦКТИ, 1971.
2. РД 153-34.1-03.352-99. Правила взрывобезопасности топливоподачи и установок для приготовления и сжигания пылевидного топлива. – М.: АООТ ВТИ, 2000.
3. Хзмаян, Д.М. Теория горения и топочные устройства: учеб. пособие / Д.М. Хзмаян, Я.А. Каган. – М.: Энергия, 1976.
4. Топливо. Топливоприготовление. Топки и топочные процессы. Справочник / под ред. М.И. Неуймина и Т.С. Добрякова. – М.: Энергия, 1981.
5. Тепловой расчет котельных агрегатов (Нормативный метод) / под ред. Н.В. Кузнецова. – М.: Энергоатомиздат, 2007.
6. Методические указания по проектированию топочных устройств энергетических котлов / под ред. Э.Х. Вербовецкого, Н.С. Жмерика. СПб.: НПО ЦКТИ, 1996.
7. Доверман, Г.И. Расчет котельных агрегатов с использованием современных программных продуктов. / Г.И. Доверман, Б.Л. Шельгин, А.В. Мошкарин. – Иваново: Ивановский государственный энергетический университет, 2007.
8. Супранов, В.М. Исследование возможности и целесообразности работы котла Пп-1900-25-570КТ в режиме кислородного сжигания топлива // В.М. Супранов, В.А. Баторшин, А.В. Штегман и др. / Теплоэнергетика, 2012, № 8, С. 10–18.
9. Изюмов М.А., Супранов В.М. Проведение согласованных тепловых расчетов котла и систем пылеприготовления на базе адекватных расчетных моделей // Труды XVIII междунар. науч.-техн. конф. «Информационные средства и технологии». Т.3. – М.: Издательский дом МЭИ, 2010. С. 166–173.
10. Супранов В.М., Ильин А.В. Исследование работы котла Пп-2450-25,5-545БТ энергоблока №3 Березовской ГРЭС-1 на основе совместных расчетов топки, котла и пылесистем // Труды XXI междунар. науч.-техн. конф. «Информационные средства и технологии». Т. 1. М.: Издательский дом МЭИ, 2013. С. 179–185.
11. Изюмов, М.А. Исследование возможности перевода котлов ТП-92 Яйвинской ГРЭС на непроектные виды углей // М.А. Изюмов, В.М. Супранов, П.В. Росляков / Теплоэнергетика, 2008, № 9, С. 7–18.
12. Супранов, В.М. Исследование возможности работы котла ТПЕ-208 энергоблока № 1 Смоленской ГРЭС на непроектных углях // В.М. Супранов, М.А. Изюмов, П.В. Росляков / Теплоэнергетика, 2011, № 1, С. 44–54.
13. Тепловой расчет котлов (Нормативный метод). 2-е изд. СПб.: НПО ЦКТИ, 1998.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Некоторые характеристики основных энергетических топлив

Бассейн, углеразрез или месторождение	Марка	$W^{пл}$, %	R_{90} , %			$K_{до}$	K_T	$K_{аб}$
			ШБМ	ММТ, М-В	СМ			
Донецкий	ДР	2,3–5,0	26	36	29	1,28	3,00	–
	ДО	2,3–5,0	26	37	–	1,25	2,66	–
	ГР	1,5–3,0	25	33	28	1,25	2,79	–
	ГО	1,5–3,0	25	33	28	1,35	2,48	–
	ГППМ	1,5–3,0	26	35	–	1,2	2,08	–
	Т	0,5–1,0	10	–	13	1,8	0,63	–
	АШ	0,5–1,0	7	–	–	0,95	0,07	–
	ПА	0,5–1,0	8	–	11	1,3	0,25	–
Кузнецкий	Ж	1,0–1,5	20	22	–	1,5	1,20	–
	Д	2,0–4,0	26	35	29	1,12	3,31	0,8
	Г	1,5–3,0	25	33	28	1,3	3,65	0,8
	1СС	1,0–2,5	20	23	23	1,5	1,84	0,8
	2СС	1,0–2,5	15	–	18	1,5	1,09	0,8
	Т	0,5–1,0	11	–	14	1,6	0,55	–
Ж	1,0–2,5	16	–	19	1,6	0,93	–	
Грамотеинский	Г	2,5–5,0	25	33	28	1,6	3,09	–
Кедровский	1, 2СС	1,8–3,5	17	–	20	1,6	1,60	–
Краснобродский	Т	1,8–4,0	11	–	14	1,6	0,52	–
Томусинский	1, 2СС	2,0–4,0	16	–	19	1,6	1,31	–
Карагандинский	К	0,8–2,0	18	20	21	1,4	1,30	0,8
Экибастузский	СС	1,3–3,0	15–25	15–20	–	1,35	0,87	0,8
Куучекинское	СС	1,0–2,5	18	–	–	1,8	0,71	0,8
Ленгерское	БЗ	10–15	35	53	45	1,8	2,26	–
Подмосковный	БЗ	11–16	40	55	–	1,7	2,15	–
Черепетьуголь	БЗ	11–16	40	60	–	1,75	2,04	–
Воркутинское	Ж	0,9–2,0	21	26	24	1,5	2,03	0,8
Интинское	Д	3,5–5,0	25	33	28	1,15	2,07	–
Волынское	Г	2,0–3,5	24	32	27	1,2	2,71	–
Межреченское	Г	0,8–2,0	24	32	27	1,1	2,44	–
Бабаевское	Б1	14–24	40	60	55	1,7	6,41	1
Кизеловский	Г	0,8–1,5	26	–	–	1,0	2,60	–
Челябинский	БЗ	4,5–11	39	57	–	1,32	1,74	1
Егоршинское	ПА	0,5–1,0	9	–	11	1,5	0,21	–
Волчанское	БЗ	8,5–12	40	60	–	1,3	1,19	1
Веселовское	БЗ	9,5–14	40	60	52	1,2	1,05	1
Ткварчельское	Ж	0,8–2,5	25	35	–	1,4	1,82	–
Ткибульское	Г	1,5–5,0	27	40	–	1,1	2,51	–
Ангренское	БЗ	11–17	30	48	41	2,1	1,40	0,8
Кок-Янгах	Д	3,0–4,0	23	30	26	1,1	1,88	0,8
Таш-Кумыр	Д	4,0–6,0	22	30	26	1,3	1,67	0,8
Сулюкта	БЗ	5,0–12	30	48	41	1,3	1,45	0,8
Кызыл-Кия	БЗ	10–15	32	50	42	2,0	1,63	0,8
Кара-Киче	БЗ	5,5–11	33	50	44	1,7	2,05	0,8
Шураб, шахта 8	БЗ	6,5–15	30	47	40	2,5	1,47	0,8
Шураб, шахта 1	БЗ	5,5–12	33	50	44	1,3	1,76	0,8

Бассейн, углеразрез или месторождение	Марка	$W^{пл}$, %	R_{90} , %			$K_{ло}$	K_T	$K_{аб}$
			ШБМ	ММТ, М-В	СМ			
Ирша-Бородинское	Б2	12–16	40	60	52	1,2	3,52	1
Назаровское	Б2	13–19	40	60	52	1,1	3,04	1
Березовское	Б2	12–16	40	60	52	1,3	3,43	1
Боготольское	Б1	14–21	40	60	52	1,4	3,10	1
Абанское	Б2	12–16	40	60	52	1,2	3,22	1
Итатское	Б1	13–19	40	60	52	1,3	3,12	1
Барандатское	Б2	12–18	40	60	52	1,4	3,58	1
Черногорское	Д	2,0–6,0	25	–	–	1,0	3,24	0,8
Черемховское	Д	2,3–4,5	28	40	32	1,3	2,68	–
Азейское	Б3	5,5–14	40	58	50	1,12	3,20	0,8
Мугунское	Б3	5,5–12	40	60	–	1,0	3,50	–
Гусинозерское	Б3	6,0–13	39	57	–	1,0	2,62	0,8
Баянгольское	Д	5,0–10	25	–	–	0,95	2,50	–
Букачачинское	Г	2,0–4,0	25	34	28	1,2	4,01	0,8
Черновское	Б2	11–16	38	55	48	1,25	2,55	0,8
Татауровское	Б2	11–16	39	57	50	1,15	2,81	1
Харанорское	Б1	12–19	38	55	49	1,15	2,43	1
Райчихинское	Б2	12–19	38	55	49	1,3	2,09	1
Ургальское	Г	1,3–2,5	25	28	–	1,05	2,30	–
Липовецкое	Д	1,8–3,0	30	–	–	0,7	2,60	–
Сучанский	Г	1,0–2,0	22	28	–	1,5	1,58	–
	Ж	1,0–1,5	20	23	23	1,6	1,34	–
	Т	0,5–1,0	14	–	16	1,3	0,79	–
Подгородненское	Т	0,5–1,0	12	–	–	1,4	0,34	–
Артемовское	Б3	9,0–12	40	60	–	0,92	2,26	–
Тавричанское	Б3	4,5–10	40	58	–	0,85	2,48	1
Ретиховское	Б1	13–21	40	60	–	1,0	3,58	0,8
Чихезское	Б1	12–19	40	60	–	0,85	3,93	–
Бикинское	Б2	11–18	40	60	–	1,0	2,24	1
Джебарики Хая	Д	3,0–5,0	26	35	29	1,1	3,07	0,8
Нерюнгринское	СС	2,5–3,5	19	21	22	2,1	1,21	0,8
Сангарское	Д	2,0–3,5	30	40	32	1,1	4,83	0,8
Чульмаканское	Ж	0,8–1,5	24	31	27	1,9	2,58	0,8
Нижне-Аркаголинское	Д	2,0–6,0	25	34	28	1,1	3,31	0,8
Верхне-Аркаголинское	Д	6,0–9,0	26	–	–	1,0	2,53	0,8
Анадырское	Б3	5,5–7,5	30	–	–	0,9	3,90	0,8
Южно-Сахалинский	Д	2,3–3,5	28	–	–	0,9	4,05	0,8
	Г	1,3–3,5	26	35	28	1,1	4,08	0,8
	Б3	5,0–10	40	60	–	0,85	2,72	0,8
сланец, Ленинградская обл.	–	1,5–2,5	35–40	35–40	–	2,5	2,57	0,8
сланец, Самарская область	–	3,5–6,0	55–60	40	–	0,8	1,47	–
торф	–	35–40	–	–	–	–	5,54	1

Примеры проведения расчетов

Условия задачи

Котел Е-210-13,8-560БТ должен сжигать артемовский уголь (топливо № 75, табл. I, [5]). Известно, что тепловая мощность котла $Q_{ка} = 1,255 \cdot 10^8$ ккал/ч, КПД котла $\eta_{ка} = 90\%$. Выбрать тип мельницы, тип системы пылеприготовления, подобрать типоразмер мельницы из стандартного ряда.

Решение

1. Для выбора типа мельницы определяем следующие характеристики топлива:

а) относительный лабораторный коэффициент размолоспособности $K_{ло} = 0,92$ (Приложение 1);

б) выход летучих веществ по табл. I, [5]: $V^{daf} = 50\%$;

в) содержание колчеданной серы на рабочую массу не известно, но в соответствии с табл. I, [5]: $S^r = 0,3\%$;

г) зольность на сухую массу по табл. I, [5]: $A^c = 32\%$.

Топливо высокорекреакционное и содержит мало серы. Но оно трудно-размалываемое, с $K_{ло} < 1$, а зольность угля высокая. Поэтому выбираем ШБМ. К такому же выводу можно прийти, выбирая мельницу по табл. 3.1.

2. Влажность топлива на рабочую массу, табл. I, [5]: $W^r = 24\%$.

3. Рекомендуемая влажность пыли, Приложение 1: $W^{пл} = 10\%$.

4. Так как в условиях задачи нет дополнительных указаний, принимаем начальную влажность топлива на входе в СМС $W_1 = W^r$.

5. Определяем влагосъем в сушильно-мельничной системе:

$$\Delta W = \frac{W_1 - W^{пл}}{100 - W^{пл}} = \frac{24 - 10}{100 - 10} = 0,156 \text{ кг/кг.}$$

6. Считаем, что пылесистема должна быть замкнутой, потому что в условиях задачи нет указаний по этому поводу. Так как выбрали ШБМ, то пылесистема должна быть с промбункером.

Топливо влажное ($W^r = 24\%$) и с большим выходом летучих, т.е. взрывоопасное. Поэтому и по условиям сушки, и по условиям взрывобезопасности, нужно использовать в качестве СА газо-воздушную смесь. Для эффективного размола влажного топлива лучше применить устройство нис-

ходящей суши. Поскольку уголь высокорекреакционный ($V^{daf} = 50\%$), пыль можно транспортировать в горелки отработанным сушильным агентом.

К таким же выводам можно прийти, выбирая тип системы пылеприготовления по рекомендациям [1]. При помощи табл. 2.2, [1], по формальным признакам ($W^r = 24 < 40\%$, $\Delta W = 0,156 \leq 0,25$ кг/кг, $D = 210 \geq 20$ т/ч) выбираем схему, изображенную на рис. 2.5, б, [1]. Это индивидуальная замкнутая система пылеприготовления с промбункером, газо-воздушной сушкой, устройством нисходящей суши (НС) и с транспортировкой пыли сушильным агентом.

7. Теплота сгорания топлива на рабочую массу, табл. I, [5]: $Q_i^r = 3180$ ккал/кг. Так как в условиях задачи ничего не сказано про подогрев воздуха в калорифере, считаем, что располагаемая теплота топлива $Q_p^p = Q_i^r = 3180$ ккал/кг.

8. Полный расход топлива на котел:

$$B = \frac{Q_{\text{ка}}}{Q_p^p \cdot \eta_{\text{ка}}} \cdot 100 = \frac{1,255 \cdot 10^8}{3180 \cdot 90} \cdot 100 = 43850 \text{ кг/ч.}$$

9. По таблице 3.2 выбираем число мельниц на котел: $Z_M = 2$.

10. По указаниям п. 4.6, [1], принимаем коэффициент запаса: $K_{\text{зап}} = 1,1$.

11. Рекомендованное значение размольной производительности ШБМ:

$$B_{\text{МР}} = \frac{K_{\text{зап}} \cdot B}{1000 \cdot Z_M} = \frac{1,1 \cdot 43850}{1000 \cdot 2} = 24,118 \text{ т/ч.}$$

12. Максимальная влагоемкость топлива:

$$W_{\text{max}} = 1 + 1,07 \cdot W^r = 1 + 1,07 \cdot 24 = 26,680\%.$$

13. Поскольку есть устройство нисходящей суши, влажность топлива перед ШБМ меньше, чем начальная влажность топлива на входе в СМС. В соответствии с п. 4.2, [1], количество влаги, снятой в устройстве НС: $a = 0,4$. Влажность топлива на входе в мельницу:

$$\begin{aligned} W'_M &= \frac{W_1 \cdot (100 - W^{\text{пл}}) - 100 \cdot (W_1 - W^{\text{пл}}) \cdot a}{(100 - W^{\text{пл}}) - (W_1 - W^{\text{пл}}) \cdot a} = \\ &= \frac{24 \cdot (100 - 10) - 100 \cdot (24 - 10) \cdot 0,4}{(100 - 10) - (24 - 10) \cdot 0,4} = 18,957\%. \end{aligned}$$

14. Средняя влажность топлива в мельнице:

$$W^{\text{ср}} = \frac{W'_M + 3 \cdot W^{\text{пл}}}{4} = \frac{18,957 + 3 \cdot 10}{4} = 12,239\%.$$

15. Гигроскопическая влажность топлива по табл. I, [5]: $W^{\text{ги}} = 9\%$.

16. Поправочный коэффициент, учитывающий влияние влажности на размолоспособность топлива:

$$\Pi_{\text{вл1}} = \sqrt{\frac{(W_{\text{max}})^2 - (W^{\text{cp}})^2}{(W_{\text{max}})^2 - (W^{\text{ги}})^2}} = \sqrt{\frac{(26,680)^2 - (12,239)^2}{(26,680)^2 - (9)^2}} = 0,944.$$

17. Коэффициент пересчета веса угля со средней влажностью на вес сырого угля:

$$\Pi_{\text{вл2}} = \frac{100 - W^{\text{cp}}}{100 - W_1} = \frac{100 - 12,239}{100 - 24} = 1,155.$$

18. В таблице 3.1, [1], размольная производительность ШБМ дана по АШ с $K_{\text{ло}} = 0,95$, $R_{90} = 7\%$, $\Pi_{\text{вл1}} = 1,03$ и $\Pi_{\text{вл2}} = 1,065$. Первые два показателя взяты из примечаний к табл. 3.1, [1], поправки на влажность – из приложения 2, [1].

19. Рекомендуемая тонкость пыли для артемовского угля при размоле в ШБМ $R_{90} = 40\%$ (Приложение 1).

20. Определяем коэффициент пересчета размольной производительности ШБМ с табличного топлива (АШ) на расчетное (артемовский уголь):

$$k_{\text{пер}} = \left(\frac{K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}}}{\left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^{0,5}} \right)_{\text{топ}} \times \left(\frac{\left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^{0,5}}{K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}}} \right)_{\text{таб}} =$$

$$= \frac{0,92 \cdot 0,944 \cdot 1,155}{\left(\ln \frac{100}{40} \right)^{0,5}} \cdot \frac{\left(\ln \frac{100}{7} \right)^{0,5}}{0,95 \cdot 1,03 \cdot 1,065} = 1,640.$$

21. Выбираем из табл. 3.1, [1], три расположенных подряд типоразмера ШБМ и оцениваем в первом приближении их производительность на артемовском угле по формуле $B_{\text{топ}} = k_{\text{пер}} \cdot B_{\text{таб}}$. Результаты представлены в таблице ниже.

Оценка размольной производительности мельниц на артемовском угле

№ пп	Типоразмер ШБМ	$B_{\text{таб}}$, т/ч	$B_{\text{топ}}$, т/ч
1	ШБМ 287/410 (Ш-12)	12	19,680
2	ШБМ 287/470 (Ш-16)	16	26,240
3	ШБМ 320/570 (Ш-25А)	25	41,000

Размольная производительность мельниц на артемовском угле существенно возрастает по сравнению с АШ. Это происходит в основном из-за разницы в значениях R_{90} . Мы уже определили рекомендуемое значение размольной производительности $B_{\text{мр}} = 24,118$ т/ч. Ближе всего к этому значению находится производительность ШБМ 287/470 (Ш-16). Поэтому выбираем Ш-16 и выполняем проверку по степени шаровой загрузки барабана и весу шаров.

22. Из обозначения мельницы и по данным табл. 4.1, [1], принимаем диаметр барабана $D_{\text{б}} = 2,87$ м, длину барабана $L_{\text{б}} = 4,7$ м и частоту его вращения $n = 18,7$ об/мин.

23. По рекомендациям п. 1.4, [1], принимаем остаток дробленки на сите с ячейкой 5×5 мм: $R_5 = 20\%$.

24. По рисунку 4.6, [1], определяем поправку на дробление: $\Pi_{\text{др}} = 1$.

25. Обычно используется волнистая броня. Поэтому в соответствии с указаниями п. 4.2, [1], принимаем коэффициент, учитывающий тип брони: $K_{\text{бр}} = 1$.

26. В соответствии с указаниями п. 4.2, [1], принимаем коэффициент, учитывающий снижение производительности в условиях эксплуатации: $K_{\text{эк}} = 0,9$.

27. Принимаем коэффициент вентиляции мельницы $K_{\text{вент}} = 1$. Потом мы должны будем определить производительность мельничного вентилятора, при которой это обеспечивается.

28. Для упрощения расчета принимаем по табл. 4.1, [1], значение комплекса $D_{\text{б}}^{2,4} \cdot L_{\text{б}} \cdot n^{0,8} = 616$.

29. Из формулы для прямого определения размольной производительности ШБМ определяем степень шаровой загрузки барабана, при которой обеспечивается требуемое значение $B_{\text{мр}} = 24,118$ т/ч:

$$\Psi_{\text{б}} = \left(\frac{B_{\text{мр}} \cdot \Pi_{\text{др}} \cdot \sqrt{\ln \frac{100}{R_{90}}}}{0,11 \cdot D_{\text{б}}^{2,4} \cdot L_{\text{б}} \cdot n^{0,8} \cdot K_{\text{бр}} \cdot K_{\text{эк}} \cdot K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \times \Pi_{\text{вл2}} \cdot K_{\text{вент}}} \right)^{\frac{1}{0,6}} =$$

$$= \left(\frac{24,118 \cdot 1 \cdot \sqrt{\ln \frac{100}{40}}}{0,11 \cdot 616 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 0,92 \cdot 0,944 \cdot 1,155 \cdot 1} \right)^{\frac{1}{0,6}} = 0,197.$$

Степень заполнения барабана шарами близка к оптимальному для мельниц с волнистой броней значению $\psi_{б.опт} = 0,2$.

30. В соответствии с указаниями п. 4.2, [1], принимаем насыпную плотность шаров: $\gamma_{ш.нас} = 4,9 \text{ т/м}^3$.

31. По данным табл. 4.1, [1], для ШБМ 287/470 (Ш-16) определяем объем барабана: $V_б = 30,4 \text{ м}^3$.

32. Шаровая загрузка мельницы:

$$G_{ш} = \psi_б \cdot \gamma_{ш.нас} \cdot V_б = 0,197 \cdot 4,9 \cdot 30,4 = 29,345 \text{ т.}$$

33. В соответствии с данными табл. 3.1, [1], предельный вес загружаемых в Ш-16 шаров: $G_{ш.мах} = 35 \text{ т}$. Очевидно, что выполняется условие $G_{ш} \leq G_{ш.мах}$. Поэтому выбираем окончательно ШБМ 287/470 (Ш-16).

34. Оптимальная производительность мельничного вентилятора по условиям размола (при ней обеспечивается $K_{вен} = 1$):

$$\begin{aligned} V_{М.В.опт} &= \frac{38 \cdot V_б}{n \cdot \sqrt{D_б}} \cdot \left(1000 \cdot \sqrt[3]{K_{ло}} + 36 \cdot R_{90} \cdot \sqrt{K_{ло}} \cdot \sqrt[3]{\psi_б} \right) = \\ &= \frac{38 \cdot 30,4}{18,7 \cdot \sqrt{2,87}} \cdot \left(1000 \cdot \sqrt[3]{0,92} + 36 \cdot 40 \cdot \sqrt{0,92} \cdot \sqrt[3]{0,197} \right) = 64771 \text{ м}^3/\text{ч.} \end{aligned}$$

35. По таблице 4.3, [1], принимаем КПД привода для Ш-16: $\eta_{прв} = 0,865$.

36. По рисунку 4.10, [1], определяем значение коэффициента, учитывающего свойства топлива: $K_{тл} = 1,035$.

37. По таблице 4.4, [1], принимаем толщину стенки барабана для Ш-16: $S_б = 0,071 \text{ м}$.

38. Мощность на валу двигателя, потребляемая на вращение барабана:

$$\begin{aligned} N_{в.дв} &= \frac{1}{\eta_{прв}} (0,122 \cdot D_б^3 \cdot L_б \cdot n \cdot \gamma_{ш.нас} \cdot \psi_б^{0,9} \cdot K_{бр} \cdot K_{тл} + 1,86 \cdot D_б \cdot L_б \cdot n \cdot S_б) = \\ &= \frac{1}{0,865} (0,122 \cdot 2,87^3 \cdot 4,7 \cdot 18,7 \cdot 4,9 \cdot 0,197^{0,9} \cdot 1 \cdot 1,035 + \\ &\quad + 1,86 \cdot 2,87 \cdot 4,7 \cdot 18,7 \cdot 0,071) = 382,928 \text{ кВт.} \end{aligned}$$

39. По указаниям п. 4.2, [1], принимаем КПД электродвигателя $\eta_{эл} = 0,93$.

40. Мощность, потребляемая из сети:

$$N_б = \frac{N_{в.дв}}{\eta_{эл}} = \frac{382,928}{0,93} = 411,751 \text{ кВт.}$$

41. В соответствии с п. 4.2, [1], дополнительная мощность, потребляемая мельницей, для Ш-16: $N_{\text{доп}} = 0$.

42. Удельный расход электроэнергии на размол:

$$\Theta_{\text{рзм}} = \frac{N_{\text{б}} + N_{\text{доп}}}{B_{\text{мр}}} = \frac{411,751 + 0}{24,118} = 17,072 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}.$$

Условия задачи

Котел Е-100-13,8-560КТ должен сжигать интинский уголь (топливо №29, табл. I, [5]). Известен полный расход топлива на котел $B = 15939$ кг/ч. Выбрать тип мельницы, тип системы пылеприготовления, подобрать типоразмер мельницы из стандартного ряда.

Решение

1. Для выбора типа мельницы определяем следующие характеристики топлива:

а) коэффициент размолоспособности $K_{\text{ло}} = 1,15$, Приложение 1;

б) выход летучих веществ по табл. I, [5]: $V^{\text{daf}} = 40\%$;

в) содержание колчеданной серы на рабочую массу по табл. I, [5]: $S_{\text{к}}^{\text{r}} = 2\%$;

г) зольность на сухую массу по табл. I, [5]: $A^{\text{с}} = 28,5\%$, но максимальный показатель выше: $A_{\text{макс}}^{\text{с}} = 32\%$.

Содержание колчеданной серы $S_{\text{к}}^{\text{r}} < 6\%$, по этому показателю можно использовать любую мельницу. Топливо обладает средней сопротивляемостью размолу $K_{\text{ло}} = 1,15$, поэтому экономически выгодно применить среднеходные или молотковые мельницы. Однако зольность угля довольно высока, $A_{\text{макс}}^{\text{с}} = 32 > 30\%$. Поэтому воздержимся от применения МВС и выбираем ММТ. Это не противоречит рекомендациям табл. 3.1 данного пособия.

2. Влажность топлива на рабочую массу, табл. I, [5]: $W^{\text{r}} = 11\%$.

3. Рекомендуемая влажность пыли (Приложение 1): $W^{\text{пл}} = 3,5\%$.

4. Так как в условиях задачи нет дополнительных указаний, принимаем начальную влажность топлива на входе в СМС $W_1 = W^{\text{r}}$.

5. Определяем влагосъем в сушильно-мельничной системе:

$$\Delta W = \frac{W_1 - W^{\text{пл}}}{100 - W^{\text{пл}}} = \frac{11 - 3,5}{100 - 3,5} = 0,078 \text{ кг/кг}.$$

6. Рекомендуемая тонкость пыли для интинского угля при размоле в ММТ (Приложение 1): $R_{90} = 33\%$.

7. Считаем, что пылесистема должна быть замкнутой, потому что в условиях задачи нет указаний по этому поводу. Из обозначения котла по ГОСТ следует, что топка с ТШУ, поэтому целесообразно применить пылесистемы с прямым вдуванием. Влажность топлива невелика ($W^r = 11\%$), поэтому можно использовать воздушную сушку, а устанавливать устройство НС не нужно. К таким же выводам можно прийти, выбирая пылесистему по формальным признакам, табл. 2.2, [1].

Поскольку уголь каменный, ММТ должны быть оборудованы центробежными сепараторами. Так как рекомендуемое значение $R_{90} = 33\%$, то в соответствии с п. 4.4, [1], нужно использовать мельницы с открытым ротором.

8. По таблице 3.2 выбираем число мельниц на котел: $Z_M = 2$.

9. По рекомендациям п. 4.6, [1] в зависимости от Z_M принимаем коэффициент, устанавливающий относительную нагрузку котла при отключении одной мельницы: $\lambda = 0,6$.

10. Рекомендуемое значение производительности ММТ:

$$B_{\text{MP}} = \frac{\lambda \cdot B}{1000 \cdot (Z_M - 1)} = \frac{0,6 \cdot 15939}{1000 \cdot (2 - 1)} = 9,563 \text{ т/ч.}$$

11. Максимальная влагоемкость топлива:

$$W_{\text{max}} = 1 + 1,07 \cdot W^r = 1 + 1,07 \cdot 11 = 12,770\%.$$

12. Так как устройства НС нет, принимаем влажность угля перед мельницей: $W'_M = W_1$.

13. Средняя влажность топлива в ММТ при размоле каменного угля:

$$W^{\text{CP}} = \frac{W'_M + 6 \cdot W^{\text{ПП}}}{7} = \frac{11 + 6 \cdot 3,5}{7} = 4,571\%.$$

14. Гигроскопическая влажность топлива по табл. I, [5]: $W^{\text{ГН}} = 7\%$.

15. Поправочный коэффициент, учитывающий влияние влажности на размолоспособность топлива:

$$\Pi_{\text{вл1}} = \sqrt{\frac{(W_{\text{max}})^2 - (W^{\text{CP}})^2}{(W_{\text{max}})^2 - (W^{\text{ГН}})^2}} = \sqrt{\frac{(12,770)^2 - (4,571)^2}{(12,770)^2 - (7)^2}} = 1,116.$$

16. Коэффициент пересчета веса угля со средней влажностью на вес сырого угля:

$$\Pi_{\text{вл2}} = \frac{100 - W^{\text{CP}}}{100 - W_1} = \frac{100 - 4,571}{100 - 11} = 1,072.$$

17. В таблице 4.10, [1], дана размольная производительность стандартных типоразмеров ММТ при работе на типовых топливах. Учитывая, что сепаратор должен быть как и у нас центробежный, ближе всего по характеристикам нам подходит львовско-волинский уголь. Его показатели тоже приведены в этой таблице: $W^r = 10\%$, $W^{III} = 2\%$, $\Pi_{вл1} = 1,01$, $\Pi_{вл2} = 1,08$, $K_{ло} = 1,2$, $R_{90} = 32\%$.

18. Определяем коэффициент пересчета размольной производительности ММТ с табличного топлива (львовско-волинский уголь) на расчетное (интинский уголь):

$$k_{пер} = \left(\frac{K_{ло} \cdot \Pi_{вл1} \cdot \Pi_{вл2}}{\left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^{0,6}} \right)_{топ} \times \left(\frac{\left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^{0,6}}{K_{ло} \cdot \Pi_{вл1} \cdot \Pi_{вл2}} \right)_{таб} =$$

$$= \frac{1,15 \cdot 1,116 \cdot 1,072}{\left(\ln \frac{100}{33} \right)^{0,6}} \cdot \frac{\left(\ln \frac{100}{32} \right)^{0,6}}{1,2 \cdot 1,01 \cdot 1,08} = 1,068$$

19. Выбираем из табл. 4.10, [1], три расположенных подряд типоразмера ММТ и оцениваем в первом приближении их производительность на интинском угле по формуле $B_{топ} = k_{пер} \cdot B_{таб}$. Результаты представлены в таблице ниже.

Оценка размольной производительности мельниц на интинском угле

№ пп	Типоразмер ММТ	$B_{таб}$, т/ч	$B_{топ}$, т/ч
1	ММТ 1300/1310/735	6,0	6,408
2	ММТ 1300/2030/735	9,4	10,039
3	ММТ 1500/1910/735	13,4	14,311

Ближе всего к требуемому значению $B_{мр} = 9,563$ т/ч находится производительность ММТ 1300/2030/735. Поэтому выбираем эту мельницу и проводим проверку по относительной мощности N_i . Из обозначения типоразмера мельницы ясно, что диаметр ротора $D = 1,3$ м, его длина $L = 2,03$ м, частота вращения $n = 735$ об/мин.

20. Коэффициент присоса в пылесистеме $K_{\text{прс}} = 0$, т.е. СМС работает под избыточным давлением. Для СМС под разрежением величина присоса принимается по данным п. 5.6, [1].

21. По указаниям п. 5.4, [1], принимаем температуру сушильного агента за мельницей $t_M'' = 130^\circ\text{C}$. Раз присоса нет, то температура за пылесистемой (т.е. за сепаратором) такая же: $t_2 = 130^\circ\text{C}$. В данном случае температура принята по нормам [1]. Но правильнее было бы принять ее в соответствии с [2], т.е. по таблице 1.1. данного пособия в зависимости от K_T (см. Приложение 1).

22. В соответствии с п. 4.4, [1], рекомендуемый диапазон скорости СА в сечении ротора ММТ с центробежными сепараторами при размоле каменных углей $[w_{\text{с.а}}] = 2 \div 3,5$ м/с. При этом обеспечивается необходимая по условиям размола вентиляция мельницы. Выбираем из диапазона значение скорости: $w_{\text{с.а}} = 2,4$ м/с.

23. Расход влажного сушильного агента за сепаратором:

$$V_{\text{се}}'' = 3600 \cdot D \cdot L \cdot w_{\text{с.а}} = 3600 \cdot 1,3 \cdot 2,03 \cdot 2,4 = 22801 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

24. Объемное количество влажной смеси на 1 кг топлива при температуре t_2 :

$$V_{\text{вл.см}} = \frac{V_{\text{се}}''}{1000 \cdot B_{\text{мп}}} = \frac{22801}{1000 \cdot 9,563} = 2,384 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

25. Плотность влажного воздуха при нормальных условиях принимается по рекомендациям п. 5.3, [1]: $\gamma_{0\text{в}} = 1,285$ кг/нм³.

26. Массовое количество сушильного агента:

$$g_1 = \left(\frac{273 \cdot V_{\text{вл.см}}}{273 + t_2} - \frac{\Delta W}{0,804} \right) \cdot \frac{\gamma_{0\text{в}}}{1 + K_{\text{прс}}} =$$

$$= \left(\frac{273 \cdot 2,384}{273 + 130} - \frac{0,078}{0,804} \right) \cdot \frac{1,285}{1 + 0} = 1,951 \text{ кг/кг}.$$

27. Массовое количество первичного воздуха:

$$g_{\text{пер}} = g_1 \cdot (1 + K_{\text{прс}}) = 1,951 \cdot (1 + 0) = 1,951 \text{ кг/кг}.$$

28. Теоретически необходимое количество воздуха, табл. XI, [5]: $V^0 = 4,88$ нм³/кг.

29. Доля первичного воздуха:

$$r_1 = \frac{g_{\text{пер}}}{\gamma_{0\text{в}} \cdot V^0} = \frac{1,951}{1,285 \cdot 4,88} = 0,311.$$

30. В соответствии с табл. 6.1 этого пособия, в данном случае рекомендуемый диапазон доли первичного воздуха $[r_1] = 0,25 \div 0,35$. Полученное значение попадает в диапазон. Значит, при выбранном значении $w_{c.a} = 2,4$ м/с одновременно выполняются и условия вентиляции ММТ, и требования воздушного баланса топки по r_1 .

31. По рекомендациям п. 1.4, [1], принимаем остаток дробленки на сите с ячейкой 5×5 мм: $R_5 = 20\%$.

32. По рисунку 4.6, [1], определяем поправку на дробление: $\Pi_{др} = 1$.

33. Окружная скорость ротора:

$$u = \frac{\pi \cdot D \cdot n}{60} = \frac{\pi \cdot 1,3 \cdot 735}{60} = 50,030 \text{ м/с.}$$

34. По таблице 4.9, [1], для выбранного типоразмера ММТ принимаем величину комплекса: $m_D^{0,25} = 1,41$.

35. В соответствии с указаниями п. 4.4, [1], принимаем коэффициент, учитывающий снижение производительности в условиях эксплуатации: $K_{эк} = 0,85$.

36. В соответствии с указаниями п. 4.4, [1], принимаем коэффициент, учитывающий влияние закрытия ротора. Так как ротор открытый, $K_{зак} = 1$.

37. Для определения размольной производительности ММ с центробежными сепараторами при размоле каменных углей справедлива формула (4.27), [1]. Определим из нее значение комплекса $K_{Ni} = (1,43 \cdot N_i - 1)^{0,7}$, при котором обеспечивается требуемое значение $B_{мп} = 9,563$ т/ч:

$$\begin{aligned} K_{Ni} &= \frac{B_{мп} \cdot 10^5 \cdot \Pi_{др} \cdot \left(\ln \frac{100}{R_{90}}\right)^{0,6} \cdot \left(1 + \frac{0,5 \cdot D}{w_{c.a}^2}\right)}{1,4 \cdot u^3 \cdot L \cdot m_D^{0,25} \cdot K_{эк} \cdot K_{зак} \cdot K_{ло} \cdot \Pi_{вл1} \cdot \Pi_{вл2}} = \\ &= \frac{9,563 \cdot 10^5 \cdot 1 \cdot \left(\ln \frac{100}{33}\right)^{0,6} \cdot \left(1 + \frac{0,5 \cdot 1,3}{2,4^2}\right)}{1,4 \cdot 50,030^3 \cdot 2,03 \cdot 1,41 \cdot 0,85 \cdot 1 \cdot 1,15 \cdot 1,116 \cdot 1,072} = 1,929. \end{aligned}$$

38. Относительная мощность мельницы, при которой обеспечивается $B_{мп} = 9,563$ т/ч:

$$N_i = \frac{(K_{Ni})^{\frac{1}{0,7}} + 1}{1,43} = \frac{(1,929)^{\frac{1}{0,7}} + 1}{1,43} = 2,487.$$

39. Относительная мощность мельницы при $K_{аб} = 1$ и $K_{кон} = 1$ табл. 4.9, [1]: $N_{i0} = 2,68$.

40. Поправка на абразивность топлива, п. 4.4, [1]: $K_{аб} = 1$.

41. Поправка на конструктивные особенности ММТ и сепаратора, п. 4.4, [1]: $K_{кон} = 1$.

42. Рекомендуемое значение относительной мощности, соответствующее минимальным затратам на разمول:

$$N_{i,рек} = N_{i0} \cdot K_{аб} \cdot K_{кон} = 2,68 \cdot 1 \cdot 1 = 2,68.$$

43. Отклонение расчетного значения N_i от рекомендуемой величины $N_{i,рек}$:

$$\left| \frac{N_{i,рек} - N_i}{N_{i,рек}} \right| \cdot 100 = \left| \frac{2,68 - 2,487}{2,68} \right| \cdot 100 = 7,2 \%$$

В соответствии с п. 4.4, [1], это отклонение должно быть не более $\pm 15\%$. Это условие выполняется, значит, ММТ выбрана правильно.

44. Основной режим работы котельной установки – с двумя включенными мельницами, нагрузка 100 %. Размольная производительность ММТ при работе двух мельниц:

$$B_M = \frac{B}{1000 \cdot Z_M} = \frac{15939}{1000 \cdot 2} = 7,970 \text{ т/ч.}$$

45. Если $B_M = 7,970$ т/ч и $w_{с.а} = 2,4$ м/с условие по доле первичного воздуха не выполняется. Получается $r_1 = 0,377$, что не попадает в рекомендуемый диапазон $[r_1] = 0,25 \div 0,35$. Нужно подобрать новый режим работы, чтобы выполнялись и условия вентиляции мельницы, и требования по r_1 . Принимаем скорость СА в сечении ротора из рекомендуемого диапазона $w_{с.а} = 2,2$ м/с и определяем r_1 .

46. Расход влажного сушильного агента за сепаратором:

$$V''_{се} = 3600 \cdot D \cdot L \cdot w_{с.а} = 3600 \cdot 1,3 \cdot 2,03 \cdot 2,2 = 20901 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

47. Объемное количество влажной смеси на 1 кг топлива при температуре t_2 :

$$V_{вл.см} = \frac{V''_{се}}{1000 \cdot B_M} = \frac{20901}{1000 \cdot 7,970} = 2,622 \text{ м}^3/\text{кг.}$$

48. Массовое количество сушильного агента:

$$g_1 = \left(\frac{273 \cdot V_{вл.см}}{273 + t_2} - \frac{\Delta W}{0,804} \right) \cdot \frac{\gamma_{0в}}{1 + K_{прс}} = \\ = \left(\frac{273 \cdot 2,622}{273 + 130} - \frac{0,078}{0,804} \right) \cdot \frac{1,285}{1 + 0} = 2,158 \text{ кг/кг.}$$

49. Массовое количество первичного воздуха:

$$g_{\text{пер}} = g_1 \cdot (1 + K_{\text{прс}}) = 2,158 \cdot (1 + 0) = 2,158 \text{ кг/кг}.$$

50. Доля первичного воздуха:

$$r_1 = \frac{g_{\text{пер}}}{\gamma_{0\text{в}} \cdot V^0} = \frac{2,158}{1,285 \cdot 4,88} = 0,344.$$

51. Значение r_1 попадает в рекомендуемый диапазон. Значит, при выбранном значении $w_{\text{с.а}} = 2,2 \text{ м/с}$ одновременно выполняются и условия вентиляции ММТ, и требования воздушного баланса топки по r_1 .

52. Для режима работы с $B_{\text{м}} = 7,970 \text{ т/ч}$ и $w_{\text{с.а}} = 2,2 \text{ м/с}$ находим значение комплекса K_{Ni} :

$$\begin{aligned} K_{Ni} &= \frac{B_{\text{мр}} \cdot 10^5 \cdot \Pi_{\text{др}} \cdot \left(\ln \frac{100}{R_{90}} \right)^{0,6} \cdot \left(1 + \frac{0,5 \cdot D}{w_{\text{с.а}}^2} \right)}{1,4 \cdot u^3 \cdot L \cdot m_D^{0,25} \cdot K_{\text{эк}} \cdot K_{\text{зак}} \cdot K_{\text{ло}} \cdot \Pi_{\text{вл1}} \cdot \Pi_{\text{вл2}}} = \\ &= \frac{7,970 \cdot 10^5 \cdot 1 \cdot \left(\ln \frac{100}{33} \right)^{0,6} \cdot \left(1 + \frac{0,5 \cdot 1,3}{2,2^2} \right)}{1,4 \cdot 50,030^3 \cdot 2,03 \cdot 1,41 \cdot 0,85 \cdot 1 \cdot 1,15 \cdot 1,116 \cdot 1,072} = 1,639. \end{aligned}$$

53. Относительная мощность мельницы для этого режима:

$$N_i = \frac{(K_{Ni})^{\frac{1}{0,7}} + 1}{1,43} = \frac{(1,639)^{\frac{1}{0,7}} + 1}{1,43} = 2,116.$$

Здесь не нужна проверка по отклонению от $N_{i,\text{рек}}$.

54. По таблице 4.9, [1], принимаем мощность холостого хода для выбранного типоразмера мельницы: $N_{\text{х.х}} = 38,9 \text{ кВт}$.

55. Удельный расход электроэнергии на размол при работе котла на нагрузке 100 % с двумя мельницами:

$$\mathcal{E}_{\text{рзм}} = \frac{N_i \cdot N_{\text{х.х}}}{B_{\text{м}}} = \frac{2,116 \cdot 38,9}{7,970} = 10,328 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}.$$

При проведении теплового расчета пылесистем обсчитывается в первую очередь этот режим, и в этих расчетах используются определенные здесь значения g_1 и $\mathcal{E}_{\text{рзм}}$.

Условия задачи

В пылесистеме с промбункером и устройством НС ШБМ 250/390 (Ш-10) размалывает донецкий ПА. Температура горячего воздуха на выходе из ТВП $t_{\text{ГВ}}^{\text{ВП}} = 400^\circ \text{С}$, размольная производительность мельницы

$B_M = 12,572$ т/ч, производительность мельничного вентилятора
 $V_{MB} = 29640$ м³/ч, удельные затраты электроэнергии на размол
 $\mathcal{E}_{p3M} = 18,553$ кВт·ч/т, начальная влажность топлива $W_1 = 5\%$, влажность
пыли $W^{пл} = 0,7\%$. Определить долю рециркуляции СА в пылесистеме.

Решение

1. В соответствии с п. 5.6, [1], принимаем температуру холодного воздуха $t_{XB} = 30^\circ\text{C}$.

2. Температура горячего воздуха, поступающего на сушку:

$$t_{ГВ} = t_{ГВ}^{БП} - 10 = 400 - 10 = 390^\circ\text{C}.$$

3. По рекомендациям п. 5.4, [1], выбираем температуру за мельницей $t_M'' = 150^\circ\text{C}$.

4. Температура сушильного агента за пылесистемой:

$$t_2 = t_M'' - 10 = 150 - 10 = 140^\circ\text{C}.$$

5. По указаниям п. 5.7, [1], принимаем температуру сырого топлива $t_{ТЛ} = 0^\circ\text{C}$.

6. Средняя температура топлива в системе пылеприготовления:

$$\bar{t} = 0,5 \cdot (t_2 + t_{ТЛ}) = 0,5 \cdot (140 + 0) = 70^\circ\text{C}.$$

7. По рисунку 5.1, [1], по кривой для влажного воздуха, определяем теплоемкости горячего и холодного воздуха и сушильного агента за СМС:

$$c_{ГВ} = f(t_{ГВ}) = 0,248 \text{ ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}),$$

$$c_{XB} = f(t_{XB}) = 0,242 \text{ ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}),$$

$$c_2 = f(t_2) = 0,243 \text{ ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}).$$

8. По указаниям п. 1.8, [1], определяем теплоемкость сухой массы топлива при его средней температуре:

$$c_{ТЛ}^c = f(\bar{t}) = 0,227 \text{ ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}).$$

9. Объемное количество влажной смеси при температуре t_2 :

$$V_{\text{вл.см}} = \frac{V_{MB}}{1000 \cdot B_M} = \frac{29640}{1000 \cdot 12,572} = 2,358 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

10. По рекомендациям табл. 5.1, [1], принимаем коэффициент при-
соса $K_{прс} = 0,35$.

11. Величина влагосъема в пылесистеме:

$$\Delta W = \frac{W_1 - W^{пл}}{100 - W^{пл}} = \frac{5 - 0,7}{100 - 0,7} = 0,043 \text{ кг}/\text{кг}.$$

12. По рекомендациям п. 5.3, [1], принимаем предварительно плотность при НУ смеси из горячего воздуха, рециркулирующего СА и присоса γ_0 из диапазона 1,27–1,28 кг/нм³ (меньшие значения – при большой величине ΔW и большей доле рециркуляции). Принимаем $\gamma_0 = 1,28$ кг/нм³.

13. Из уравнения для объемного количества влажной смеси:

$$V_{\text{вл.см}} = \left(\frac{1 + K_{\text{прс}}}{\gamma_0} \cdot g_1 + \frac{\Delta W}{0,804} \right) \cdot \frac{273 + t_2}{273}$$

определяем массовое количество сушильного агента:

$$g_1 = \frac{\frac{273 \cdot V_{\text{вл.см}}}{273 + t_2} - \frac{\Delta W}{0,804}}{\frac{1 + K_{\text{прс}}}{\gamma_0}} = \frac{\frac{273 \cdot 2,358}{273 + 140} - \frac{0,043}{0,804}}{\frac{1 + 0,35}{1,28}} = 1,427 \text{ кг/кг.}$$

14. Теплота, затраченная на испарение влаги и подогрев испаренной влаги до температуры t_2 :

$$\begin{aligned} q_{\text{исп}} &= \Delta W \cdot (595 + 0,47 \cdot t_2 - t_{\text{тл}}) = \\ &= 0,043 \cdot (595 + 0,47 \cdot 140 - 0) = 28,414 \text{ ккал/кг.} \end{aligned}$$

15. Теплота, уносимая из пылесистемы с СА и присосом:

$$\begin{aligned} q_2 &= (1 + K_{\text{прс}}) \cdot g_1 \cdot c_2 \cdot t_2 = \\ &= (1 + 0,35) \cdot 1,427 \cdot 0,243 \cdot 140 = 65,538 \text{ ккал/кг.} \end{aligned}$$

16. Теплота, затраченная на подогрев сухой массы топлива и влаги, содержащейся в пыли, до температуры t_2 :

$$\begin{aligned} q_{\text{тл}} &= \frac{100 - W_1}{100} \cdot \left(c_{\text{тл}}^c + \frac{W^{\text{пл}}}{100 - W^{\text{пл}}} \right) \cdot (t_2 - t_{\text{тл}}) = \\ &= \frac{100 - 5}{100} \cdot \left(0,227 + \frac{0,7}{100 - 0,7} \right) \cdot (140 - 0) = 31,129 \text{ ккал/кг.} \end{aligned}$$

17. Абсолютное значение потери теплоты в окружающую среду принимаем по табл. 5.3, [1], $Q_5 = 42000$ ккал/ч.

18. Потеря теплоты в окружающую среду:

$$q_5 = \frac{Q_5}{1000 \cdot B_{\text{м}}} = \frac{42000}{1000 \cdot 12,572} = 3,341 \text{ ккал/кг.}$$

19. По указаниям п. 5.5, [1], принимаем коэффициент, учитывающий долю энергии, переходящую в теплоту при работе мелющих органов $K_{\text{мех}} = 0,7$.

20. Теплота, выделившаяся в результате работы мелющих органов:

$$q_{\text{мех}} = 0,86 \cdot K_{\text{мех}} \cdot \mathcal{E}_{\text{рзм}} = 0,86 \cdot 0,7 \cdot 18,553 = 11,169 \text{ ккал/кг.}$$

21. Физическая теплота присосанного холодного воздуха:

$$q_{\text{прс}} = K_{\text{прс}} \cdot g_1 \cdot c_{\text{хв}} \cdot t_{\text{хв}} = 0,35 \cdot 1,427 \cdot 0,242 \cdot 30 = 3,626 \text{ ккал/кг.}$$

22. Энтальпия сушильного агента при начальной температуре t_1 :

$$c_{\text{с.а}} \cdot t_1 = \frac{q_{\text{исп}} + q_2 + q_{\text{тл}} + q_5 - q_{\text{мех}} - q_{\text{прс}}}{g_1} =$$

$$= \frac{28,414 + 65,538 + 31,129 + 3,341 - 11,169 - 3,626}{1,427} = 79,626 \frac{\text{ккал}}{\text{кг}}$$

23. Для сушильного агента справедлива система уравнений:

$$\begin{cases} r_{\text{ГВ}} \cdot c_{\text{ГВ}} \cdot t_{\text{ГВ}} + r_{\text{рц}} \cdot c_2 \cdot t_2 = c_{\text{с.а}} \cdot t_1, \\ r_{\text{ГВ}} \cdot c_{\text{ГВ}} + r_{\text{рц}} \cdot c_2 = c_{\text{с.а}}, \\ r_{\text{ГВ}} + r_{\text{рц}} = 1, \\ t_1 = \frac{c_{\text{с.а}} \cdot t_1}{c_{\text{с.а}}}. \end{cases}$$

Решаем эту систему. Доля горячего воздуха в сушильном агенте:

$$r_{\text{ГВ}} = \frac{c_{\text{с.а}} \cdot t_1 - c_2 \cdot t_2}{c_{\text{ГВ}} \cdot t_{\text{ГВ}} - c_2 \cdot t_2} = \frac{79,626 - 0,243 \cdot 140}{0,248 \cdot 390 - 0,243 \cdot 140} = 0,727.$$

Доля рециркулирующего СА в сушильном агенте:

$$r_{\text{рц}} = 1 - r_{\text{ГВ}} = 1 - 0,727 = 0,273.$$

Теплоемкость сушильного агента при температуре t_1 :

$$c_{\text{с.а}} = r_{\text{ГВ}} \cdot c_{\text{ГВ}} + r_{\text{рц}} \cdot c_2 =$$

$$= 0,727 \cdot 0,248 + 0,273 \cdot 0,243 = 0,247 \text{ ккал/(кг} \cdot \text{°C)}.$$

Начальная температура сушильного агента:

$$t_1 = \frac{c_{\text{с.а}} \cdot t_1}{c_{\text{с.а}}} = \frac{79,626}{0,247} = 322^\circ\text{C.}$$

24. Плотность воздуха при НУ, п. 5.3, [1]: $\gamma_{0\text{В}} = 1,285 \text{ кг/нм}^3$.

25. Плотность рециркулирующего СА при НУ:

$$\gamma_{0\text{рц}} = \frac{g_1 \cdot (r_{\text{ГВ}} + r_{\text{рц}} + K_{\text{прс}}) + \Delta W}{\frac{g_1 \cdot (r_{\text{ГВ}} + r_{\text{рц}} + K_{\text{прс}})}{\gamma_{0\text{В}}} + \frac{\Delta W}{0,804}} =$$

$$= \frac{1,427 \cdot (0,727 + 0,273 + 0,35) + 0,043}{\frac{1,427 \cdot (0,727 + 0,273 + 0,35)}{1,285} + \frac{0,043}{0,804}} = 1,268 \text{ кг/нм}^3.$$

26. Расчетное значение плотности при НУ смеси из горячего воздуха, рециркулирующего СА и присоса:

$$\gamma_0^{\text{расч}} = \frac{r_{\text{ГВ}} + r_{\text{рц}} + K_{\text{прс}}}{\frac{r_{\text{ГВ}}}{\gamma_{0\text{В}}} + \frac{r_{\text{рц}}}{\gamma_{0\text{рц}}} + \frac{K_{\text{прс}}}{\gamma_{0\text{В}}}} = \frac{0,727 + 0,273 + 0,35}{\frac{0,727}{1,285} + \frac{0,273}{1,268} + \frac{0,35}{1,285}} = 1,282 \text{ кг/нм}^3.$$

27. Выполняем проверку сходимости расчета:

$$\left| \frac{\gamma_0^{\text{расч}} - \gamma_0}{\gamma_0^{\text{расч}}} \right| \cdot 100 = \left| \frac{1,282 - 1,28}{1,282} \right| \cdot 100 = 0,156 \% \leq 2\%.$$

Относительная погрешность расчета не превышает 2%. Поэтому в соответствии с п. 5.3, [1], расчет считается законченным, а все найденные в нем значения – истинными.

Условия задачи

В пылесистеме с устройством НС и МВ 2120/600/740 размалывается березовский бурый уголь марки Б2. Сушка топлива двухкомпонентная газовая. Отбор газов осуществляется из поворотной камеры и перед трубчатым воздухоподогревателем. Параметры газов, поступающих на сушку: $\vartheta_{\text{Г1}} = 630^\circ\text{C}$ и $\alpha_{\text{Г1}} = 1,23$, $\vartheta_{\text{Г2}} = 338^\circ\text{C}$ и $\alpha_{\text{Г2}} = 1,25$. Размольная производительность мельницы $V_{\text{м}} = 18,255 \text{ т/ч}$, суммарные удельные затраты электроэнергии на размол и пневмотранспорт $\mathcal{E}_{\text{общ}} = 10,647 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}$, абсолютное значение потери теплоты в окружающую среду для МВ 2120/600/740 $Q_{5,\text{М-В}} = 10700 \text{ ккал/ч}$. Определить состав СА и его начальные параметры.

Примечание. Мельница МВ 2120/600/750 появилась позже издания [1]. Поэтому никакой информации о ней нет в табл. 4.12, [1]. Данные об этом типоразмере есть в книге «Углеразмольное, пылеприготовительное и рудоразмольное оборудование (Каталог 13-81). М.: НИИ экономики, организации производства и технико-экономической информации в энергетическом машиностроении, 1981».

Решение

1. Из обозначения типоразмера М-В: диаметр ротора $D = 2,12 \text{ м}$, ширина лопатки $b = 0,6 \text{ м}$, частота вращения ротора $n = 740 \text{ об/мин}$.
2. Отношение $b/D = 0,6/2,12 = 0,283$.
3. По рисунку 4.17, [1], находим коэффициент расхода $\varphi = 0,079$.

4. Вентиляционная производительность мельницы-вентилятора:

$$V_{M-B} = 148 \cdot D^3 \cdot n \cdot \varphi = 148 \cdot 2,12^3 \cdot 740 \cdot 0,079 = 82438 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

5. В соответствии с п. 5.6, [1], принимаем температуру холодного воздуха $t_{XB} = 30^\circ\text{C}$.

6. В соответствии с Приложением 1, $K_T=3,43$. Значит, топливо относится к III группе взрывоопасности. В соответствии с указаниями табл. 1.1, температура за мельницей не должна превышать 220°C . Выбираем температуру за мельницей $t_M'' = 205^\circ\text{C}$.

7. В соответствии с п. 5.4, [1], определяем температуру сушильного агента за пылесистемой:

$$t_2 = t_M'' - 5 = 205 - 5 = 200^\circ\text{C}.$$

8. По указаниям п. 5.7, [1], принимаем температуру сырого топлива $t_{ТЛ} = 0^\circ\text{C}$.

9. Средняя температура топлива в системе пылеприготовления:

$$\bar{t} = 0,5 \cdot (t_2 + t_{ТЛ}) = 0,5 \cdot (200 + 0) = 100^\circ\text{C}.$$

10. По рисунку 5.1, [1], по кривой для влажного воздуха, определяем теплоемкость холодного воздуха:

$$c_{XB} = f(t_{XB}) = 0,242 \text{ ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}).$$

11. Влажность топлива на рабочую массу по табл. I, [5]: $W^r = 33\%$.

12. Плотность газов при НУ для топлива с $W^r \leq 40\%$ по указаниям п. 5.3, [1], принимаем $\gamma_{0Г} = 1,3 \text{ кг}/\text{нм}^3$.

13. По рисунку 5.2, [1], определяем начальные теплоемкости газов:

$$c_{Г1} = f(\vartheta_{Г1}; \alpha_{Г1}) = 0,274 \text{ ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}),$$

$$c_{Г2} = f(\vartheta_{Г2}; \alpha_{Г2}) = 0,263 \text{ ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}).$$

14. По указаниям п. 1.8, [1], определяем теплоемкость сухой массы топлива при его средней температуре:

$$c_{ТЛ}^c = f(\bar{t}) = 0,300 \text{ ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}).$$

15. По рисунку 5.2, [1], определяем теплоемкость газов при температуре за пылесистемой t_2 :

$$c_{2Г1} = f(t_2; \alpha_{Г1}) = 0,258 \text{ ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}),$$

$$c_{2Г2} = f(t_2; \alpha_{Г2}) = 0,2579 \text{ ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}).$$

В данном случае отличие в теплоемкостях чисто символическое, потому что температура одна и та же, а коэффициенты избытка воздуха отличаются мало.

16. По рисунку 5.1, [1], по кривой для влажного воздуха, определяем теплоемкость воздуха при температуре за системой пылеприготовления $c_{2в} = f(t_2) = 0,2443$ ккал/(кг · °С).

17. По пункту 5.6, [1], принимаем коэффициент присоса $K_{прс} = 0,3$.

18. Задаемся предварительно составом СА: $r_{г1} = r_{г2} = 0,5$.

19. Теплоемкость смеси СА и присоса за системой пылеприготовления:

$$c_2 = \frac{r_{г1} \cdot c_{2г1} + r_{г2} \cdot c_{2г2} + K_{прс} \cdot c_{2в}}{1 + K_{прс}} =$$

$$= \frac{0,5 \cdot 0,258 + 0,5 \cdot 0,2579 + 0,3 \cdot 0,2443}{1 + 0,3} = 0,2548 \text{ ккал/}(\text{кг} \cdot ^\circ \text{С})$$

20. Так как нет дополнительных указаний, принимаем начальную влажность топлива $W_1 = W^r = 33\%$

21. В соответствии с Приложением 1 влажность пыли $W^{пл} = 13\%$.

22. Объемное количество влажной смеси за пылесистемой при температуре t_2 :

$$V_{вл.см} = \frac{V_{М-В}}{1000 \cdot B_M} = \frac{82438}{1000 \cdot 18,255} = 4,516 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

23. Величина влагосъема в пылесистеме:

$$\Delta W = \frac{W_1 - W^{пл}}{100 - W^{пл}} = \frac{33 - 13}{100 - 13} = 0,230 \text{ кг/кг}.$$

24. Плотность воздуха при НУ по указаниям п. 5.3, [1], принимаем $\gamma_{0в} = 1,285$ кг/нм³.

25. Из уравнения для объемного количества влажной смеси:

$$V_{вл.см} = \left[\left(\frac{1}{\gamma_{0г}} + \frac{K_{прс}}{\gamma_{0в}} \right) \cdot g_1 + \frac{\Delta W}{0,804} \right] \cdot \frac{273 + t_2}{273}$$

определяем массовое количество сушильного агента:

$$g_1 = \frac{\frac{273 \cdot V_{вл.см}}{273 + t_2} - \frac{\Delta W}{0,804}}{\frac{1}{\gamma_{0г}} + \frac{K_{прс}}{\gamma_{0в}}} = \frac{\frac{273 \cdot 4,516}{273 + 200} - \frac{0,230}{0,804}}{\frac{1}{1,3} + \frac{0,3}{1,285}} = 2,314 \text{ кг/кг}.$$

26. Теплота, затраченная на испарение влаги и подогрев испаренной влаги до температуры t_2 :

$$q_{исп} = \Delta W \cdot (595 + 0,47 \cdot t_2 - t_{гп}) =$$

$$= 0,230 \cdot (595 + 0,47 \cdot 200 - 0) = 158,470 \text{ ккал/кг}.$$

27. Теплота, уносимая из пылесистемы с СА и присосом:

$$q_2 = (1 + K_{\text{прс}}) \cdot g_1 \cdot c_2 \cdot t_2 = \\ = (1 + 0,3) \cdot 2,314 \cdot 0,2548 \cdot 200 = 153,298 \text{ ккал/кг.}$$

28. Теплота, затраченная на подогрев сухой массы топлива и влаги, содержащейся в пыли, до температуры t_2 :

$$q_{\text{тл}} = \frac{100 - W_1}{100} \cdot \left(c_{\text{тл}}^c + \frac{W^{\text{пл}}}{100 - W^{\text{пл}}} \right) \cdot (t_2 - t_{\text{тл}}) = \\ = \frac{100 - 33}{100} \cdot \left(0,300 + \frac{13}{100 - 13} \right) \cdot (200 - 0) = 60,223 \text{ ккал/кг.}$$

29. Доля устройства НС от общего влагосъема, п. 4.2, [1]: $a = 0,4$.

30. Количество влаги, испаренной в устройстве нисходящей сушки:

$$G_{\text{исп}} = a \cdot \Delta W \cdot B_M = 0,4 \cdot 0,230 \cdot 18,255 = 1,679 \text{ т/ч.}$$

31. По таблице 5.3 б, [1], определяем абсолютное значение потери теплоты в окружающую среду для устройства НС: $Q_{5,\text{НС}} = 4519 \text{ ккал/ч.}$

32. Суммарное абсолютное значение потери теплоты для М-В и устройства НС:

$$Q_5 = Q_{5,\text{М-В}} + Q_{5,\text{НС}} = 10700 + 4519 = 15219 \text{ ккал/ч.}$$

33. Потеря теплоты в окружающую среду:

$$q_5 = \frac{Q_5}{1000 \cdot B_M} = \frac{15219}{1000 \cdot 18,255} = 0,837 \text{ ккал/кг.}$$

34. По указаниям п. 5.5, [1], принимаем коэффициент, учитывающий долю энергии, переходящую в теплоту при работе мелющих органов $K_{\text{мех}} = 0,8$.

35. Теплота, выделившаяся в результате работы мелющих органов:

$$q_{\text{мех}} = 0,86 \cdot K_{\text{мех}} \cdot \mathcal{E}_{\text{общ}} = 0,86 \cdot 0,8 \cdot 10,647 = 7,325 \text{ ккал/кг.}$$

36. Физическая теплота присосанного холодного воздуха:

$$q_{\text{прс}} = K_{\text{прс}} \cdot g_1 \cdot c_{\text{хв}} \cdot t_{\text{хв}} = 0,3 \cdot 2,314 \cdot 0,242 \cdot 30 = 5,040 \text{ ккал/кг.}$$

37. Энтальпия сушильного агента при начальной температуре t_1 :

$$c_{\text{с.а}} \cdot t_1 = \frac{q_{\text{исп}} + q_2 + q_{\text{тл}} + q_5 - q_{\text{мех}} - q_{\text{прс}}}{g_1} = \\ = \frac{158,470 + 153,298 + 60,223 + 0,837 - 7,325 - 5,040}{2,314} = 155,775 \frac{\text{ккал}}{\text{кг.}}$$

38. Для сушильного агента справедлива следующая система уравнений:

$$\begin{cases} r_{Г1} \cdot c_{Г1} \cdot \vartheta_{Г1} + r_{Г2} \cdot c_{Г2} \cdot \vartheta_{Г2} = c_{с.а} \cdot t_1, \\ r_{Г1} \cdot c_{Г1} + r_{Г2} \cdot c_{Г2} = c_{с.а}, \\ r_{Г1} + r_{Г2} = 1, \\ t_1 = \frac{c_{с.а} \cdot t_1}{c_{с.а}}. \end{cases}$$

Решаем эту систему. Массовая доля «горячих» газов в СА:

$$r_{Г1} = \frac{c_{с.а} \cdot t_1 - c_{Г2} \cdot \vartheta_{Г2}}{c_{Г1} \cdot \vartheta_{Г1} - c_{Г2} \cdot \vartheta_{Г2}} = \frac{155,775 - 0,263 \cdot 338}{0,274 \cdot 630 - 0,263 \cdot 338} = 0,799.$$

Массовая доля «холодных» газов в СА:

$$r_{Г2} = 1 - r_{Г1} = 1 - 0,799 = 0,201.$$

Теплоемкость сушильного агента при температуре t_1 :

$$\begin{aligned} c_{с.а} &= r_{Г1} \cdot c_{Г1} + r_{Г2} \cdot c_{Г2} = \\ &= 0,799 \cdot 0,274 + 0,201 \cdot 0,263 = 0,272 \text{ ккал}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}). \end{aligned}$$

Начальная температура сушильного агента:

$$t_1 = \frac{c_{с.а} \cdot t_1}{c_{с.а}} = \frac{155,775}{0,272} = 573^\circ\text{C}.$$

В пункте 18 мы задали предварительно доли компонентов в сушильном агенте $r_{Г1} = r_{Г2} = 0,5$. Теперь эти доли получились другими, отличными от принятых предварительно. Если задаться расчетными значениями $r_{Г1}$ и $r_{Г2}$ и провести вторую итерацию расчета, то результаты практически не изменятся. Это объясняется тем, что и для «горячих», и для «холодных» газов мы приняли $\gamma_{0Г} = 1,3 \text{ кг}/\text{нм}^3$ и, исходя из этого, определили массовое количество СА. Поэтому g_1 на второй итерации не изменится. Теплоемкость c_2 и потеря q_2 в пределах точности счета не изменятся.

Условия задачи

Котел, укомплектованный пылесистемами с промбункером и сбросными горелками, сжигает АШ (топливо № 7, табл. I, [5]). Число мельниц на котел $Z_M = 2$, производительность каждой $B_M = 48,2 \text{ т}/\text{ч}$, обе работают с коэффициентом запаса $K_{зап} = 1,1$. Массовое количество сушильного агента $g_1 = 1,66 \text{ кг}/\text{кг}$, доля рециркуляции СА в пылесистеме $r_{рц} = 0,201$. Плотность при НУ рециркулирующего СА $\gamma_{0рц} = 1,256 \text{ кг}/\text{нм}^3$, температура за пылесистемой $t_2 = 150^\circ\text{C}$, КПД циклона $\eta_{ц} = 0,9$, коэффициент присоса

$K_{\text{прс}} = 0,2$, влажность пыли $W^{\text{пл}} = 0,5\%$, температура воздуха за воздухоподогревателем $t_{\text{ГВ}}^{\text{вп}} = 400^\circ\text{C}$. Топка котла газоплотная. Выбрать недостающие параметры и рассчитать воздушный баланс топки.

Решение

1. Массовая доля горячего воздуха в сушильном агенте:

$$r_{\text{ГВ}} = 1 - r_{\text{рц}} = 1 - 0,201 = 0,799.$$

2. Влажность топлива на рабочую массу, табл. I, [5]: $W^r = 8,5\%$.

3. Принимаем начальную влажность топлива $W_1 = W^r = 8,5\%$.

4. Величина влагосъема в пылесистеме:

$$\Delta W = \frac{W_1 - W^{\text{пл}}}{100 - W^{\text{пл}}} = \frac{8,5 - 0,5}{100 - 0,5} = 0,0804 \text{ кг/кг}.$$

5. Плотность воздуха при НУ по указаниям п. 5.3, [1], принимаем $\gamma_{0\text{В}} = 1,285 \text{ кг/нм}^3$.

6. Определяем плотность при НУ смеси из горячего воздуха, присоса и рециркулирующего СА:

$$\gamma_0 = \frac{\frac{r_{\text{ГВ}} + r_{\text{рц}} + K_{\text{прс}}}{\frac{r_{\text{ГВ}}}{\gamma_{0\text{В}}} + \frac{r_{\text{рц}}}{\gamma_{0\text{рц}}} + \frac{K_{\text{прс}}}{\gamma_{0\text{В}}}}}{\frac{0,799 + 0,201 + 0,2}{\frac{0,799}{1,285} + \frac{0,201}{1,256} + \frac{0,2}{1,285}}} = 1,28 \text{ кг/нм}^3.$$

7. Объемное количество влажной смеси за пылесистемой:

$$V_{\text{вл.см}} = \left(\frac{1 + K_{\text{прс}}}{\gamma_0} \cdot g_1 + \frac{\Delta W}{0,804} \right) \cdot \frac{273 + t_2}{273} =$$

$$= \left(\frac{1 + 0,2}{1,28} \cdot 1,66 + \frac{0,0804}{0,804} \right) \cdot \frac{273 + 150}{273} = 2,566 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

8. Производительность мельничного вентилятора:

$$V_{\text{МВ}} = 1000 \cdot B_{\text{М}} \cdot V_{\text{вл.см}} = 1000 \cdot 48,2 \cdot 2,566 = 123681 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

9. Расход СА в линии рециркуляции:

$$G_{\text{рц}} = \frac{r_{\text{рц}} \cdot g_1 \cdot 1000 \cdot B_{\text{М}}}{\gamma_{0\text{рц}}} \cdot \frac{273 + t_2}{273} =$$

$$= \frac{0,201 \cdot 1,66 \cdot 1000 \cdot 48,2}{1,256} \cdot \frac{273 + 150}{273} = 19840 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

10. Расход через сбросные горелки котла:

$$G_{\text{сбр}} = Z_{\text{м}} \cdot (V_{\text{МВ}} - G_{\text{рц}}) = 2 \cdot (123681 - 19840) = 207682 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

11. Величину коэффициента избытка воздуха на выходе из топки принимаем по табл. XVIII, [5]: $\alpha_{\text{T}} = 1,25$.

12. По условию задачи топка газоплотная. Принимаем присос воздуха в топку по табл. XVII, [13]: $\Delta\alpha_{\text{T}} = 0,02$.

13. Количество воздуха, организованно подаваемого в топку:

$$\alpha_{\text{орг}} = \alpha_{\text{T}} - \Delta\alpha_{\text{T}} = 1,25 - 0,02 = 1,23.$$

14. Массовое количество сбросного воздуха:

$$g_{\text{в,сбр}} = g_1 \cdot (r_{\text{ГВ}} + K_{\text{прс}}) \cdot K_{\text{зап}} = 1,66 \cdot (0,799 + 0,2) \cdot 1,1 = 1,824 \text{ кг/кг}.$$

15. Теоретически необходимое количество воздуха, табл. XI, [5]: $V^0 = 6,04 \text{ нм}^3/\text{кг}$.

16. Коэффициент избытка воздуха в сбросных горелках:

$$\alpha_{\text{сбр}} = \frac{g_{\text{в,сбр}}}{(1 - \eta_{\text{ц}}) \cdot \gamma_{0\text{в}} \cdot V^0} = \frac{1,824}{(1 - 0,9) \cdot 1,285 \cdot 6,04} = 2,350.$$

17. Доля первичного воздуха по табл. 6.1: $r_1 = 0,15$.

18. Полный расход топлива на котел:

$$B = \frac{Z_{\text{м}} \cdot B_{\text{м}}}{K_{\text{зап}}} = \frac{2 \cdot 48,2}{1,1} = 87,636 \text{ т/ч}.$$

19. Расход топлива через сбросные горелки:

$$B_{\text{сбр}} = Z_{\text{м}} \cdot B_{\text{м}} \cdot (1 - \eta_{\text{ц}}) = 2 \cdot 48,2 \cdot (1 - 0,9) = 9,640 \text{ т/ч}.$$

20. Расход топлива через основные горелки:

$$B_{\text{гор}} = B - B_{\text{сбр}} = 87,636 - 9,640 = 77,996 \text{ т/ч}.$$

21. Из уравнения воздушного баланса для организованно подаваемого в топку воздуха:

$$\alpha_{\text{орг}} \cdot B \cdot V^0 = r_1 \cdot B_{\text{гор}} \cdot V^0 + r_2 \cdot B_{\text{гор}} \cdot V^0 + \alpha_{\text{сбр}} \cdot B_{\text{сбр}} \cdot V^0$$

определяем долю вторичного воздуха:

$$\begin{aligned} r_2 &= \frac{\alpha_{\text{орг}} \cdot B - \alpha_{\text{сбр}} \cdot B_{\text{сбр}} - r_1 \cdot B_{\text{гор}}}{B_{\text{гор}}} = \\ &= \frac{1,23 \cdot 87,636 - 2,350 \cdot 9,640 - 0,15 \cdot 77,996}{77,996} = 0,942. \end{aligned}$$

22. Коэффициент избытка воздуха в горелках:

$$\alpha_{\text{гор}} = r_1 + r_2 = 0,15 + 0,942 = 1,092.$$

Требование $\alpha_{\text{гор}} \geq 1,05$ выполняется. Поэтому в соответствии с п. 4–14, [5], можно ожидать, что механический недожоги q_4 не превысит нормативных значений.

23. В соответствии с Приложением 1 для АШ показатель $K_T=0,07$. Следовательно, топливо относится к первой группе взрывоопасности, и поэтому температура аэросмеси перед горелками не лимитируется (п. 1.4). Значит, пыль можно транспортировать в горелки горячим воздухом из-за воздухоподогревателя с температурой $t_{\text{ГВ}}^{\text{ВП}} = 400^\circ\text{C}$.

24. В данном случае транспортирующий воздух и первичный воздух – это одно и то же. Рассчитываем массовое количество первичного воздуха:

$$g_{\text{пер}} = r_1 \cdot \gamma_{0\text{В}} \cdot V^0 = 0,15 \cdot 1,285 \cdot 6,04 = 1,164 \text{ кг/кг}.$$

25. По рисунку 5.1, [1], определяем теплоемкость транспортирующего воздуха при $t_{\text{ГВ}}^{\text{ВП}} = 400^\circ\text{C}$: $c_{\text{тр.в}} = 0,248 \text{ ккал/(кг} \cdot ^\circ\text{C)}$.

26. В соответствии с п. 6-33, [5], температура пыли, поступающей из промбункера, принимается для АШ 95°C , а для других углей 75°C .

27. По рекомендациям п. 1.8, [1], определяем теплоемкость сухой массы топлива при температуре 95°C : $c_{\text{ТЛ}}^{\text{с}} = 0,2295 \text{ ккал/(кг} \cdot ^\circ\text{C)}$.

28. Теплоемкость пыли при температуре 95°C :

$$\begin{aligned} c_{\text{пл}} &= \frac{W^{\text{пл}}}{100} + \frac{100 - W^{\text{пл}}}{100} \cdot c_{\text{ТЛ}}^{\text{с}} = \\ &= \frac{0,5}{100} + \frac{100 - 0,5}{100} \cdot 0,2295 = 0,2334 \text{ ккал/(кг} \cdot ^\circ\text{C)}. \end{aligned}$$

29. Теплоемкость пылевоздушной смеси в пылепроводах:

$$\begin{aligned} c_I &= \frac{g_{\text{пер}} \cdot c_{\text{тр.в}} + [1 - K_{\text{зап}} \cdot (1 - \eta_{\text{ц}})] \cdot c_{\text{пл}}}{g_{\text{пер}} + 1 - K_{\text{зап}} \cdot (1 - \eta_{\text{ц}})} = \\ &= \frac{1,164 \cdot 0,248 + [1 - 1,1 \cdot (1 - 0,9)] \cdot 0,2334}{1,164 + 1 - 1,1 \cdot (1 - 0,9)} = 0,2417 \text{ ккал/(кг} \cdot ^\circ\text{C)}. \end{aligned}$$

30. Температура пылевоздушной смеси в пылепроводах:

$$\begin{aligned} t_I &= \frac{g_{\text{пер}} \cdot c_{\text{тр.в}} \cdot t_{\text{тр.в}} + [1 - K_{\text{зап}} \cdot (1 - \eta_{\text{ц}})] \cdot c_{\text{пл}} \cdot t_{\text{пл}}}{[g_{\text{пер}} + 1 - K_{\text{зап}} \cdot (1 - \eta_{\text{ц}})] \cdot c_I} = \\ &= \frac{1,164 \cdot 0,248 \cdot 400 + [1 - 1,1 \cdot (1 - 0,9)] \cdot 0,2334 \cdot 95}{[1,164 + 1 - 1,1 \cdot (1 - 0,9)] \cdot 0,2417} = 272^\circ\text{C}. \end{aligned}$$

31. Расход через каналы первичного воздуха всех горелок:

$$\begin{aligned} G_1 &= r_1 \cdot V^0 \cdot 1000 \cdot B_{\text{гор}} \cdot \frac{273 + t_I}{273} = \\ &= 0,15 \cdot 6,04 \cdot 1000 \cdot 77,996 \cdot \frac{273 + 272}{273} = 141070 \text{ м}^3/\text{ч}. \end{aligned}$$

32. Расход вторичного воздуха на котел:

$$\begin{aligned} G_2 &= r_2 \cdot V^0 \cdot 1000 \cdot B_{\text{гор}} \cdot \frac{273 + t_{\text{ГВ}}^{\text{ВН}}}{273} = \\ &= 0,942 \cdot 6,04 \cdot 1000 \cdot 77,996 \cdot \frac{273 + 400}{273} = 1093988 \text{ м}^3/\text{ч}. \end{aligned}$$

Условия задачи

Котел с газоплотной топкой сжигает подмосковный бурый уголь (топливо №26, табл. I, [5]). Он укомплектован пылесистемами с прямым вдуванием, воздушной сушкой и ММТ с гравитационным сепаратором. Полный расход топлива на котел $B = 195$ т/ч, массовое количество сушильного агента $g_1 = 1,888$ кг/кг. Рассчитать воздушный баланс топки.

Решение

1. Такие пылесистемы обычно работают под разрежением. Поэтому в них есть присос наружного воздуха. В соответствии с указаниями п. 5.6, [1], принимаем $K_{\text{прс}} = 0,1$.

2. Массовое количество первичного воздуха:

$$g_{\text{пер}} = g_1 \cdot (1 + K_{\text{прс}}) = 1,888 \cdot (1 + 0,1) = 2,077 \text{ кг/кг}.$$

3. Плотность воздуха при НУ по указаниям п. 5.3, [1], принимаем $\gamma_{0\text{в}} = 1,285$ кг/м³.

4. Теоретически необходимое количество воздуха, табл. XI, [5]: $V^0 = 2,94$ м³/кг.

5. Доля первичного воздуха:

$$r_1 = \frac{g_{\text{пер}}}{\gamma_{0\text{в}} \cdot V^0} = \frac{2,077}{1,285 \cdot 2,94} = 0,55.$$

Полученное значение r_1 соответствует указаниям табл. 6.1, в соответствии с которыми рекомендуемый диапазон этой величины $0,45 \div 0,55$.

6. По условию задачи топка газоплотная. Принимаем присос воздуха в топку по табл. XVII, [13]: $\Delta\alpha_{\text{T}} = 0,02$.

7. Судя по виду топлива и типу пылесистем, топка с ТШУ. По таблице XVII, [5], принимаем значение коэффициента избытка воздуха на выходе из топки $\alpha_T = 1,2$.

8. Из уравнения воздушного баланса топки:

$$r_1 + r_2 + \Delta\alpha_T = \alpha_T,$$

определяем величину доли вторичного воздуха:

$$r_2 = \alpha_T - r_1 - \Delta\alpha_T = 1,2 - 0,55 - 0,02 = 0,63.$$

9. Коэффициент избытка воздуха в горелках:

$$\alpha_{гор} = r_1 + r_2 = 0,55 + 0,63 = 1,18.$$

Условие $\alpha_{гор} \geq 1,05$ выполняется. Поэтому можно ожидать величину механического недожога q_4 не выше нормативных значений.

10. По таблице I, [5], определяем влажность топлива на рабочую массу $W^r = 32\%$. Поскольку в условии задачи нет дополнительных указаний, принимаем начальную влажность топлива $W_1 = W^r = 32\%$.

11. В соответствии с Приложением 1, выбираем влажность пыли $W^{пл} = 16\%$.

12. Влагосъём в системе пылеприготовления:

$$\Delta W = \frac{W_1 - W^{пл}}{100 - W^{пл}} = \frac{32 - 16}{100 - 16} = 0,190 \text{ кг/кг.}$$

13. В соответствии с Приложением 1, для подмосковного угля показатель $K_T = 2,15$. Значит (п. 1.4), топливо относится к третьей группе взрывоопасности. По рекомендациям табл. 1.1 выбираем температуру за мельницей $t_M'' = 100^\circ\text{C}$.

14. СМС работают под разрежением. Поэтому в соответствии с п. 5.4, [1], температура сушильного агента за пылесистемой:

$$t_2 = t_M'' - 5 = 100 - 5 = 95^\circ\text{C}.$$

15. Объемное количество влажной смеси при температуре t_2 :

$$\begin{aligned} V_{\text{вл.см}} &= \left(\frac{1 + K_{\text{прс}}}{\gamma_{\text{ов}}} \cdot g_1 + \frac{\Delta W}{0,804} \right) \cdot \frac{273 + t_2}{273} = \\ &= \left(\frac{1 + 0,1}{1,285} \cdot 1,888 + \frac{0,190}{0,804} \right) \cdot \frac{273 + 95}{273} = 2,497 \text{ м}^3/\text{кг}. \end{aligned}$$

16. Расход аэросмеси на котел:

$$G_1 = V_{\text{вл.см}} \cdot 1000 \cdot B = 2,497 \cdot 1000 \cdot 195 = 486915 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

17. По таблице II-10, [5], принимаем температуру горячего воздуха за воздухоподогревателем $t_{ГВ}^{\text{БП}} = 390^\circ\text{C}$. Температура принята ближе к

верхнему пределу, потому что пылесистемы с воздушной сушкой. Иначе трудно высушить влажное топливо воздухом.

18. Расход вторичного воздуха на котел:

$$G_2 = r_2 \cdot V^0 \cdot 1000 \cdot B \cdot \frac{273 + t_{\text{ТВ}}^{\text{ВП}}}{273} =$$

$$= 0,63 \cdot 2,94 \cdot 1000 \cdot 195 \cdot \frac{273 + 390}{273} = 877149 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

В дальнейшем значения расходов аэросмеси и вторичного воздуха на котел используются при расчетах горелок.

Условия задачи

Котел с газоплотной топкой укомплектован двумя пылесистемами с промбункером и транспортировкой пыли СА. Топливо – куучекинский уголь (№24, табл. I, [5]). Массовое количество сушильного агента $g_1 = 1,372 \text{ кг/кг}$, доля рециркуляции СА в пылесистеме $r_{\text{рц}} = 0,207$, коэффициент присоса $K_{\text{прс}} = 0,35$, коэффициент запаса $K_{\text{зап}} = 1,1$, размольная производительность каждой мельницы $B_{\text{м}} = 19,097 \text{ т/ч}$. Плотность при НУ рециркулирующего СА $\gamma_{\text{орц}} = 1,265 \text{ кг/нм}^3$. Влагосъём $\Delta W = 0,051 \text{ кг/кг}$, температура за пылесистемами $t_2 = 100^\circ\text{C}$, температура воздуха за ТВП $t_{\text{ТВ}}^{\text{ВП}} = 330^\circ\text{C}$. Рассчитать воздушный баланс топки.

Решение

1. Массовое количество первичного воздуха:

$$g_{\text{пер}} = g_1 \cdot (1 - r_{\text{рц}} + K_{\text{прс}}) \cdot K_{\text{зап}} =$$

$$= 1,372 \cdot (1 - 0,207 + 0,35) \cdot 1,1 = 1,725 \text{ кг/кг}.$$

2. Плотность воздуха при НУ по указаниям п. 5.3, [1], принимаем $\gamma_{\text{ов}} = 1,285 \text{ кг/нм}^3$.

3. Теоретически необходимое количество воздуха, табл. XI, [5]: $V^0 = 4,30 \text{ нм}^3/\text{кг}$.

4. Доля первичного воздуха:

$$r_1 = \frac{g_{\text{пер}}}{\gamma_{\text{ов}} \cdot V^0} = \frac{1,725}{1,285 \cdot 4,30} = 0,312.$$

Полученное значение r_1 соответствует указаниям табл. 6.1, в соответствии с которыми рекомендуемый диапазон этой величины $0,25 \div 0,35$.

5. По условию задачи топка газоплотная. Принимаем присос воздуха в топку по табл. XVII, [13]: $\Delta\alpha_T = 0,02$.

6. Куучекинский уголь похож на экибастузский и обладает очень тугоплавкой золой. Поэтому котел может быть только с ТШУ. По табл. XVII, [5], принимаем значение коэффициента избытка воздуха на выходе из топки $\alpha_T = 1,2$.

7. Из уравнения воздушного баланса топки:

$$r_1 + r_2 + \Delta\alpha_T = \alpha_T$$

находим долю вторичного воздуха:

$$r_2 = \alpha_T - r_1 - \Delta\alpha_T = 1,2 - 0,312 - 0,02 = 0,868.$$

8. Коэффициент избытка воздуха в горелках:

$$\alpha_{\text{гор}} = r_1 + r_2 = 0,312 + 0,868 = 1,18.$$

Условие $\alpha_{\text{гор}} \geq 1,05$ выполняется. Поэтому можно ожидать величину механического недожога q_4 не выше нормативных значений.

9. Массовая доля горячего воздуха в СА:

$$r_{\text{ГВ}} = 1 - r_{\text{рц}} = 1 - 0,207 = 0,793.$$

10. Плотность при НУ смеси из горячего воздуха, рециркулирующего сушильного агента и присоса:

$$\gamma_0 = \frac{\frac{r_{\text{ГВ}} + r_{\text{рц}} + K_{\text{прс}}}{\gamma_{\text{ГВ}} + \frac{r_{\text{рц}}}{\gamma_{\text{орц}}} + \frac{K_{\text{прс}}}{\gamma_{\text{ов}}}}}{\frac{0,793 + 0,207 + 0,35}{1,285} + \frac{0,207}{1,265} + \frac{0,35}{1,285}} = 1,282 \text{ кг/нм}^3.$$

11. Объемное количество влажной смеси при температуре t_2 :

$$V_{\text{вл.см}} = \left(\frac{1 + K_{\text{прс}}}{\gamma_0} \cdot g_1 + \frac{\Delta W}{0,804} \right) \cdot \frac{273 + t_2}{273} =$$

$$= \left(\frac{1 + 0,35}{1,282} \cdot 1,372 + \frac{0,051}{0,804} \right) \cdot \frac{273 + 100}{273} = 2,061 \text{ м}^3/\text{кг}.$$

12. Производительность мельничного вентилятора:

$$V_{\text{МВ}} = V_{\text{вл.см}} \cdot 1000 \cdot B_{\text{М}} = 2,061 \cdot 1000 \cdot 19,097 = 39359 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

13. Расход сушильного агента через линию рециркуляции:

$$G_{\text{рц}} = \frac{r_{\text{рц}} \cdot g_1 \cdot 1000 \cdot B_{\text{М}}}{\gamma_{\text{орц}}} \cdot \frac{273 + t_2}{273} =$$

$$= \frac{0,207 \cdot 1,372 \cdot 1000 \cdot 19,097}{1,265} \cdot \frac{273 + 100}{273} = 5858 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

14. Расход через каналы первичного воздуха на котел:

$$G_1 = Z_M \cdot (V_{MB} - G_{рц}) = 2 \cdot (39359 - 5858) = 67002 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

15. Полный расход топлива на котел:

$$B = \frac{Z_M \cdot 1000 \cdot B_M}{K_{зап}} = \frac{2 \cdot 1000 \cdot 19,097}{1,1} = 34722 \text{ кг/ч}.$$

16. Расход вторичного воздуха на котел:

$$\begin{aligned} G_2 &= r_2 \cdot V^0 \cdot B \cdot \frac{273 + t_{ГВ}^{БП}}{273} = \\ &= 0,868 \cdot 4,30 \cdot 34722 \cdot \frac{273 + 330}{273} = 286251 \text{ м}^3/\text{ч}. \end{aligned}$$

Условия задачи

Газоплотный котел, сжигающий назаровский бурый уголь (№50, табл. I, [5]), потребляет 156000 кг/ч топлива и укомплектован пылесистемами с прямым вдуванием, газо-воздушной сушкой и М-В без пылеконцентратора. Массовое количество СА $g_1 = 1,6 \text{ кг/кг}$, температура за СМС $t_2 = 135^\circ\text{C}$, коэффициент избытка воздуха в поступающих на сушку газах $\alpha = 1,2$, доля газов в сушильном агенте $r_\Gamma = 0,2$, температура воздуха за воздухоподогревателем $t_{ГВ}^{БП} = 310^\circ\text{C}$. Рассчитать воздушный баланс топki и проверить выполнение условия взрывобезопасности пылесистем.

Решение

1. Плотность воздуха при НУ по указаниям п. 5.3, [1], принимаем $\gamma_{0В} = 1,285 \text{ кг/нм}^3$.

2. Теоретически необходимое количество воздуха, табл. XI, [5]: $V^0 = 3,62 \text{ нм}^3/\text{кг}$.

3. Доля воздуха в газах, поступающих в пылесистемы:

$$r_{В,Г} = \frac{(\alpha - 1) \cdot \gamma_{0В} \cdot V^0}{1 + \gamma_{0В} \cdot \alpha \cdot V^0} = \frac{(1,2 - 1) \cdot 1,285 \cdot 3,62}{1 + 1,285 \cdot 1,2 \cdot 3,62} = 0,141.$$

4. Доля горячего воздуха в сушильном агенте:

$$r_{ГВ} = 1 - r_\Gamma = 1 - 0,2 = 0,8.$$

5. Коэффициент присоса, п. 5.6, [1]: $K_{прс} = 0,3$.

6. Массовое количество первичного воздуха:

$$\begin{aligned} g_{пер} &= g_1 \cdot (r_\Gamma \cdot r_{В,Г} + r_{ГВ} + K_{прс}) = \\ &= 1,6 \cdot (0,2 \cdot 0,141 + 0,8 + 0,3) = 1,805 \text{ кг/кг}. \end{aligned}$$

7. Доля первичного воздуха:

$$r_1 = \frac{g_{\text{пер}}}{\gamma_{0\text{в}} \cdot V^0} = \frac{1,805}{1,285 \cdot 3,62} = 0,388.$$

В соответствии с табл. 6.1, рекомендуемый диапазон r_1 в этом случае $0,45 \div 0,55$. Расчетное значение получается меньше. В соответствии с примечанием к табл. 6.1, это допускается, если в СА за мельницей не менее 15% воздуха от V^0 . В данном случае это выполняется, т.к. $r_1 = 0,388 > 0,15$.

8. Если пылесистемы с прямым вдуванием и топливо бурый уголь, то топка почти наверняка с ТШУ. По табл. XVII, [5], принимаем значение коэффициента избытка воздуха на выходе из топки $\alpha_T = 1,2$.

9. Котел газоплотный, значит и топка тоже газоплотная. Принимаем присос воздуха в топку по табл. XVII, [13]: $\Delta\alpha_T = 0,02$.

10. Из уравнения воздушного баланса топки:

$$r_1 + r_2 + \Delta\alpha_T = \alpha_T,$$

находим долю вторичного воздуха:

$$r_2 = \alpha_T - r_1 - \Delta\alpha_T = 1,2 - 0,388 - 0,02 = 0,792.$$

11. Коэффициент избытка воздуха в горелках:

$$\alpha_{\text{гор}} = r_1 + r_2 = 0,388 + 0,792 = 1,18.$$

Условие $\alpha_{\text{гор}} \geq 1,05$ выполняется. Поэтому можно ожидать величину механического недожога q_4 не выше нормативных значений.

12. В соответствии с табл. I, [5], $W^r = 39\%$. Так как в условиях задачи нет указаний по этому поводу, принимаем начальную влажность топлива $W_1 = W^r = 39\%$.

13. Рекомендуемая влажность пыли (Приложение 1): $W^{\text{пл}} = 14\%$.

14. Влагосъём в системе пылеприготовления:

$$\Delta W = \frac{W_1 - W^{\text{пл}}}{100 - W^{\text{пл}}} = \frac{39 - 14}{100 - 14} = 0,2907 \text{ кг/кг}.$$

15. Плотность газов при НУ для топлива с $W^r \leq 40\%$ по указаниям п. 5.3, [1], принимаем $\gamma_{0\text{г}} = 1,3 \text{ кг/нм}^3$.

16. Объемное количество влажной смеси при НУ:

$$\begin{aligned} V_{\text{вл.см}}^0 &= \left(\frac{r_{\text{г}}}{\gamma_{0\text{г}}} + \frac{r_{\text{гв}} + K_{\text{прс}}}{\gamma_{0\text{в}}} \right) \cdot g_1 + \frac{\Delta W}{0,804} = \\ &= \left(\frac{0,2}{1,3} + \frac{0,8 + 0,3}{1,285} \right) \cdot 1,6 + \frac{0,2907}{0,804} = 1,977 \text{ нм}^3/\text{кг}. \end{aligned}$$

17. Расход через каналы первичного воздуха на котел:

$$G_1 = V_{\text{вл.см}}^0 \cdot B \cdot \frac{273 + t_2}{273} = 1,977 \cdot 156000 \cdot \frac{273 + 135}{273} = 460923 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

18. Расход вторичного воздуха на котел:

$$G_2 = r_2 \cdot V^0 \cdot B \cdot \frac{273 + t_{\text{ТВ}}^{\text{ВП}}}{273} = \\ = 0,792 \cdot 3,62 \cdot 156000 \cdot \frac{273 + 310}{273} = 955134 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

19. Объемное количество воздуха в СА за мельницей на 1 кг топлива при НУ:

$$V_{\text{в,СА}} = \frac{g_{\text{пер}}}{\gamma_{0\text{в}}} = \frac{1,805}{1,285} = 1,405 \text{ нм}^3/\text{кг}.$$

20. Объемное количество кислорода в сушильном агенте за мельницей на 1 кг топлива при НУ:

$$V_{\text{O}_2} = 0,21 \cdot V_{\text{в,СА}} = 0,21 \cdot 1,405 = 0,295 \text{ нм}^3/\text{кг}.$$

21. Объемная концентрация кислорода в СА за мельницей:

$$O_2 = \frac{V_{\text{O}_2}}{V_{\text{вл.см}}^0} \cdot 100 = \frac{0,295}{1,977} \cdot 100 = 14,922 \approx 15\%.$$

В соответствии с п. 1.4 данного учебного пособия, для пыли бурых углей возникновение взрыва невозможно при $O_2 < 18\%$. В данном случае это условие выполняется. Следовательно, пылесистемы взрывобезопасны.

Условия задачи

Котел, укомплектованный пылесистемами с М-В и двухкомпонентной газовой сушкой, сжигает бурый уголь с $W^r > 40\%$ и $V^0 = 2,66 \text{ нм}^3/\text{кг}$. Полный расход топлива на котел $B = 69300 \text{ кг/ч}$, влагосъем в пылесистемах $\Delta W = 0,4 \text{ кг/кг}$, температура за СМС $t_2 = 135^\circ\text{C}$, массовое количество СА $g_1 = 1,72 \text{ кг/кг}$. Доля «горячих» газов $r_{\text{Г1}} = 0,55$, коэффициент избытка воздуха в них $\alpha_1 = 1,2$, а в «холодных» газах $\alpha_2 = 1,38$. Коэффициент избытка воздуха на выходе из топки $\alpha_{\text{Т}} = 1,2$, присос в топку $\Delta\alpha_{\text{Т}} = 0,02$, температура за ТВП $t_{\text{ТВ}}^{\text{ВП}} = 300^\circ\text{C}$.

Рассчитать воздушный баланс топки, проверить взрывобезопасность пылесистем.

Решение

1. Плотность воздуха при НУ по указаниям п. 5.3, [1], принимаем $\gamma_{0в} = 1,285 \text{ кг/нм}^3$.

2. Массовая доля воздуха в «горячих» газах:

$$r_{в,г1} = \frac{(\alpha_1 - 1) \cdot \gamma_{0в} \cdot V^0}{1 + \gamma_{0в} \cdot \alpha_1 \cdot V^0} = \frac{(1,2 - 1) \cdot 1,285 \cdot 2,66}{1 + 1,285 \cdot 1,2 \cdot 2,66} = 0,134.$$

3. Массовая доля воздуха в «холодных» газах:

$$r_{в,г2} = \frac{(\alpha_2 - 1) \cdot \gamma_{0в} \cdot V^0}{1 + \gamma_{0в} \cdot \alpha_2 \cdot V^0} = \frac{(1,38 - 1) \cdot 1,285 \cdot 2,66}{1 + 1,285 \cdot 1,38 \cdot 2,66} = 0,227.$$

4. Доля «холодных» газов в сушильном агенте:

$$r_{г2} = 1 - r_{г1} = 1 - 0,55 = 0,45.$$

5. Коэффициент присоса, п. 5.6, [1]: $K_{прс} = 0,3$.

6. Массовое количество первичного воздуха:

$$\begin{aligned} g_{пер} &= g_1 \cdot (r_{г1} \cdot r_{в,г1} + r_{г2} \cdot r_{в,г2} + K_{прс}) = \\ &= 1,72 \cdot (0,55 \cdot 0,134 + 0,45 \cdot 0,227 + 0,3) = 0,818 \text{ кг/кг}. \end{aligned}$$

7. Доля первичного воздуха:

$$r_1 = \frac{g_{пер}}{\gamma_{0в} \cdot V^0} = \frac{0,818}{1,285 \cdot 2,66} = 0,239.$$

В соответствии с табл. 6.1, рекомендуемый диапазон r_1 в этом случае $0,45 \div 0,55$. Расчетное значение получается меньше. В соответствии с примечанием к табл. 6.1, это допускается, если в СА за мельницей не менее 15% воздуха от V^0 . В данном случае это выполняется, так как $r_1 = 0,239 > 0,15$.

8. Из уравнения воздушного баланса топки:

$$r_1 + r_2 + \Delta\alpha_T = \alpha_T,$$

находим долю вторичного воздуха:

$$r_2 = \alpha_T - r_1 - \Delta\alpha_T = 1,2 - 0,239 - 0,02 = 0,941.$$

9. Коэффициент избытка воздуха в горелках:

$$\alpha_{гор} = r_1 + r_2 = 0,239 + 0,941 = 1,18.$$

Условие $\alpha_{гор} \geq 1,05$ выполняется. Поэтому можно ожидать величину механического недожога q_4 не выше нормативных значений.

10. Плотность газов при НУ для топлива с $W^r > 40\%$ по указаниям п. 5.3, [4], принимаем $\gamma_{0г} = 1,25 \text{ кг/нм}^3$.

11. Объемное количество влажной смеси при НУ:

$$V_{\text{вл.см}}^0 = \left(\frac{1}{\gamma_{0\Gamma}} + \frac{K_{\text{прс}}}{\gamma_{0\text{В}}} \right) \cdot g_1 + \frac{\Delta W}{0,804} = \\ = \left(\frac{1}{1,25} + \frac{0,3}{1,285} \right) \cdot 1,72 + \frac{0,4}{0,804} = 2,275 \text{ нм}^3/\text{кг}.$$

12. Расход через каналы первичного воздуха на котел:

$$G_1 = V_{\text{вл.см}}^0 \cdot B \cdot \frac{273 + t_2}{273} = 2,275 \cdot 69300 \cdot \frac{273 + 135}{273} = 235620 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

13. Расход вторичного воздуха на котел:

$$G_2 = r_2 \cdot V^0 \cdot B \cdot \frac{273 + t_{\text{ГВ}}^{\text{ВН}}}{273} = \\ = 0,941 \cdot 2,66 \cdot 69300 \cdot \frac{273 + 300}{273} = 364080 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

14. Объемное количество воздуха в в СА за мельницей на 1 кг топлива при НУ:

$$V_{\text{в,СА}} = \frac{g_{\text{пер}}}{\gamma_{0\text{В}}} = \frac{0,818}{1,285} = 0,637 \text{ нм}^3/\text{кг}.$$

15. Объемное количество кислорода в сушильном агенте за мельницей на 1 кг топлива при НУ:

$$V_{\text{O}_2} = 0,21 \cdot V_{\text{в,СА}} = 0,21 \cdot 0,637 = 0,134 \text{ нм}^3/\text{кг}.$$

16. Объемная концентрация кислорода в СА за мельницей:

$$\text{O}_2 = \frac{V_{\text{O}_2}}{V_{\text{вл.см}}^0} \cdot 100 = \frac{0,134}{2,275} \cdot 100 = 5,89 \approx 6 \text{ \%}.$$

В соответствии с п. 1.4 данного учебного пособия, для пыли бурых углей возникновение взрыва невозможно при $\text{O}_2 < 18\%$. В данном случае это условие выполняется. Следовательно, пылесистемы взрывобезопасны.

Учебное издание

Супранов Виктор Михайлович

ПЫЛЕПРИГОТОВИТЕЛЬНЫЕ
УСТАНОВКИ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ
И ИХ РАСЧЕТ

Учебное пособие

Редактор Д.Р. Чернова
Компьютерная верстка Ю.В. Макаровой

Подписано в печать	13.04.21.	Печать цифровая.	Формат 60x84 1/16
Печ. л. 9,25.	Тираж 50 экз.	Изд. № 20у-069	Заказ

Оригинал-макет подготовлен в РИО НИУ «МЭИ».
111250, г. Москва, ул. Красноказарменная, д. 14.
Отпечатано в типографии НИУ «МЭИ».
111250, г. Москва, ул. Красноказарменная, д. 13.