

Е.И. Гаврилов

ТОПЛИВНО- ТРАНСПОРТНОЕ ХОЗЯЙСТВО И ЗОЛОШЛАКОУДАЛЕНИЕ НА ТЭС

Допущено Министерством высшего и среднего
специального образования СССР
в качестве учебного пособия
для студентов вузов,
обучающихся по специальности
"Тепловые электрические станции"



МОСКВА ЭНЕРГОАТОМИЗДАТ 1987

Рецензенты: Ивановский энергетический институт, В.В. Игнатов

Гаврилов Е.И.

- Г12 Топливо-транспортное хозяйство и золошлакоудаление на ТЭС: Учеб. пособие для вузов. — М.: Энергоатомиздат, 1987. — 168 с.: ил.

Рассмотрены свойства энергетических топлив. Приведены технологические схемы, описания принципов действия и конструкций различных элементов топливо-транспортного хозяйства и систем золошлакоудаления электростанций, работающих на органическом топливе. Изложены методики расчета, освещены мероприятия, направленные на повышение надежности и эффективности работы оборудования. Рассмотрены технико-экономические аспекты выбора оборудования.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности "Тепловые электрические станции". Может быть использовано оперативным персоналом электростанций как пособие для повышения квалификации.

Г 2303030000-278
051(01)-87 236-87

ББК 31.37

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ

Евгений Иванович Гаврилов

ТОПЛИВНО-ТРАНСПОРТНОЕ ХОЗЯЙСТВО И ЗОЛОШЛАКОУДАЛЕНИЕ НА ТЭС

Редактор В.В. Игнатов

Редактор издательства Т.И. Мушинска

Художественные редакторы В.А. Гозак-Хозак и Г.И. Панфилова

Технический редактор Г.Н. Лядухина

Корректор С.В. Малышева

Оператор Л.А. Архангельская

ИБ № 892

Набор выполнен в Энергоатомиздате на Композере ИБМ-82. Подписано в печать 22.10.86. Г-22726. Формат 60х90 1/16. Бумага офсетная №2. Печать офсетная. Усл. печ. л. 10,5. Усл. кр.-отт. 10,88. Уч.-изд. л. 12,75. Тираж 5300 экз. Заказ 6023. Цена 40 к.

Ордена Октябрьской Революции и ордена Трудового Красного Знамени МПО "Первая Образцовая типография имени А.А. Жданова" Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли. 113054, Москва, Валовая, 28

© Энергоатомиздат, 1987

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	5
Введение	7
<i>Часть первая. Топливно-транспортное хозяйство тепловых электростанций</i>	9
<i>Глава первая. Топливное хозяйство ТЭС на твердом топливе. Характеристики и свойства твердого топлива; схема топливоподачи; доставка, разгрузка и хранение топлива</i>	9
1.1. Характеристики и свойства твердого топлива	9
1.2. Поставка угля на ТЭС	16
1.3. Технологическая схема топливоподачи и основные нормативные требования к ней	18
1.4. Приемка и разгрузка топлива	22
1.5. Размораживающие устройства	28
1.6. Бункера топливоподачи	33
1.7. Топливные склады	36
<i>Глава вторая. Технологическое оборудование и автоматизация топливоподачи</i>	41
2.1. Ленточные конвейеры	41
2.2. Питатели	42
2.3. Дробилки и грохоты	44
2.4. Металлоуловители	49
2.5. Щепоуловители	51
2.6. Установки для отбора и разделки проб топлива	52
2.7. Обеспыливание тракта топливоподачи	54
2.8. Учет топлива и весовое хозяйство	56
2.9. Автоматизация топливоподачи	57
<i>Глава третья. Основные узлы и расчет ленточных конвейеров</i>	59
3.1. Конвейерные ленты	59
3.2. Роликоопоры	61
3.3. Приводные станции	64
3.4. Натяжные и отклоняющие устройства	66
3.5. Загрузочные, разгрузочные и очистные устройства ленточных конвейеров	69
3.6. Расчет ленточного конвейера	72
3.7. Пусковые режимы конвейера	79
<i>Глава четвертая. Топливное хозяйство ТЭС на жидком и газообразном топливе</i>	80
4.1. Состав и характеристики мазутов	80
4.2. Типы и технологические схемы мазутного хозяйства	84
4.3. Оборудование мазутного хозяйства	89
4.4. Топливное хозяйство газотурбинных электростанций	96
4.5. Природное газовое топливо и газовое хозяйство ТЭС	97
<i>Часть вторая. Золошлакоудаление на тепловых электростанциях</i>	100
<i>Глава пятая. Золошлаковые материалы</i>	100
5.1. Химико-минералогический состав и классификация золошлаковых материалов	100
5.2. Гранулометрический состав, форма, плотность и абразивность золошлаковых материалов	104
5.3. Скорость оседания частиц золошлаковых материалов	110
5.4. Выход золошлаковых материалов	113

<i>Глава шестая. Гидрозолошлакоудаление</i>	115
6.1. Технологическая схема гидрозолошлакоудаления	115
6.2. Шлакоудаляющие устройства и шлакодробилки, золосмывные аппараты	116
6.3. Внутростанционный безнапорный гидротранспорт золошлаковых материалов	120
6.4. Расчет систем внешнего напорного гидротранспорта золошлаковых материалов	126
6.5. Насосы и трубопроводы систем гидрозолошлакоудаления	131
6.6. Золоотвалы	140
6.7. Водоснабжение систем ГЗУ	143
6.8. Автоматизация золошлакоудаления	146
6.9. Охрана окружающей среды	147
<i>Глава седьмая. Пневматическое и пневмогидравлическое золоудаление. Использование золошлаковых материалов в народном хозяйстве</i>	148
7.1. Виды пневмотранспорта	148
7.2. Схемы пневматического и пневмогидравлического золоудаления	150
7.3. Оборудование пневмо- и пневмогидротранспортных установок	154
7.4. Расчет систем пневмозолоудаления	162
7.5. Использование золошлаковых материалов в народном хозяйстве	168
Список литературы	169

ПРЕДИСЛОВИЕ

В учебный план специальности 0305 "Тепловые электрические станции" (ТЭС) по предложению Минэнерго СССР включена дисциплина "Топливо-транспортное хозяйство и золоудаление на ТЭС". Необходимость рассмотрения этих вопросов в отдельном курсе объясняется их важностью прежде всего для ТЭС больших мощностей, потребляющих огромное количество топлива.

Имеющаяся научно-техническая литература по топливному хозяйству и золоудалению носит характер монографий, рассматривает эти вопросы отдельно, как по объему, так и по методике изложения не ориентирована на студенческую аудиторию. Поэтому представилось целесообразным изложить соответствующий материал в одном учебном пособии, предназначенном для студентов теплоэнергетических специальностей энергетических и политехнических вузов.

Книга написана на основе лекционного курса, читаемого автором в Московском энергетическом институте. Характер курса предопределил структуру книги, состоящую из двух частей: первая посвящена топливно-транспортному хозяйству, а вторая — золошлакоудалению. Данную дисциплину изучают параллельно с курсом по котельным установкам, где рассматриваются технические характеристики топлива с точки зрения подготовки его к сжиганию и самого сжигания, поведения минеральной части топлива в топочном процессе и ее влияния на работу поверхностей нагрева котлов.

В настоящем учебном пособии обращается внимание на те характеристики качества топлива, которые имеют значение для технологических операций в тракте топливоподачи, т.е. для разгрузки, внутростанционного транспорта, дробления и хранения топлива. В разделе, посвященном топливному хозяйству ТЭС на твердом топливе, основное внимание уделено электростанциям на угле, который доминирует в балансе твердых топлив.

Свойства золы и шлака рассматриваются прежде всего с позиций гидро- и пневмотранспорта золошлаковых материалов, их поведения на золоотвалах и использования в народном хозяйстве. Влияние систем золошлакоудаления на окружающую среду подробно освещается в курсе "Охрана окружаю-

щей среды", поэтому в данном учебном пособии этому вопросу посвящен лишь § 6.9.

В криге приводятся технические решения, характерные в основном для современных тепловых электростанций большой мощности, и практически не затрагиваются решения для ТЭС малой и средней мощности.

Учитывая, что учебное пособие издается впервые, автор с признательностью примет все замечания и пожелания по его улучшению, которые следует направлять по адресу: 113114, Москва, М-114, Шлюзовая наб., 10, Энергоатомиздат.

Автор

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время на отечественных ТЭС, сжигающих органическое топливо, вырабатывается более 70% электроэнергии. В структуре топливного баланса ТЭС основное место занимают уголь, газ и мазут.

В "Основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года" предусмотрено последовательное сокращение применения ручного и тяжелого физического труда, особенно на погрузочно-разгрузочных, складских и других вспомогательных работах. Это имеет прямое отношение к топливно-транспортному хозяйству электростанций, где доля ручного труда еще очень велика. Решение этой задачи на ТЭС имеет не только существенное экономическое, но и важное социальное значение, так как до настоящего времени в топливно-транспортных цехах занято 15—20% общего числа работающих на ТЭС, а условия их труда наименее благоприятны.

Топливо-транспортное хозяйство ТЭС призвано обеспечивать: приемку топлива от поставщиков и контроль его количества и качества; бесперебойную работу железнодорожного транспорта электростанции и механизированную разгрузку железнодорожных вагонов, цистерн и судов; механизированное складирование и хранение установленного запаса топлива при минимальных потерях; своевременную и бесперебойную подготовку и подачу топлива в котельную. Комплекс сооружений, машин и механизмов электростанции, включающий топливоподачу, склад топлива и вспомогательные сооружения (размораживающее устройство, гараж для бульдозеров и др.), называется топливным хозяйством.

Расходы топлива на отдельных ТЭС большой мощности огромны. Так, ГРЭС мощностью 4000 МВт сжигает в сутки около 60 тыс. т экибастузского угля. Суточный расход мазута на электростанции такой же мощности составляет около 22 тыс. т.

Доставка, разгрузка, учет, хранение и внутристанционный транспорт больших количеств угля и мазута представляют достаточно сложную проблему и связаны со значительными затратами энергетических и трудовых ресурсов. В себестоимости 1 кВт · ч электроэнергии стоимость только погрузочно-разгрузочных работ, внутристанционного транспорта и хранения топлива на территории электростанции достигает 8%.

"Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года" предусмотрено в электроэнергетике довести в 1990 г. выработку электроэнергии до 1840—1880 млрд. кВт · ч, повысить производительность труда на 21—23%.

В топливно-энергетических ресурсах доля газа повысится до 38%. Существенно сократится использование мазута в качестве топлива, в первую очередь на ТЭС. Предусмотрено ускоренное развитие Кузнецкого, Экибастузского, Канско-Ачинского и других угольных бассейнов Восточной Сибири и Дальнего Востока.

Будет обеспечено дальнейшее совершенствование структуры энергетических мощностей. Конденсационные ТЭС единичной мощностью 4—6 млн. кВт будут сооружаться в восточных районах страны.

Намечено и в дальнейшем развивать тепловую энергетику в районах формирующихся территориально-производственных комплексов (ТПК): в Западно-Сибирском ТПК завершить сооружение Сургутской ГРЭС-2, ввести в действие мощности на Нижневартовской и Уренгойской ГРЭС; в Павлодар-Экибастузском ТПК ввести в действие мощности на Экибастузской ГРЭС-2, развернуть строительство Экибастузской ГРЭС-3 и Южно-Казахстанской ГРЭС; в Канско-Ачинском ТПК ввести в действие энергоблоки на Березовской ГРЭС-1, развернуть сооружение Березовской ГРЭС-2; в Южно-Якутском ТПК построить 2-ю очередь Нерюнгринской ГРЭС. Намечено ввести в действие мощности на Новоангренской и Талимарджанской ГРЭС, завершить строительство Азербайджанской ГРЭС, Марыйской ГРЭС, 2-й очереди Гусиноозерской ГРЭС; приступить к строительству Якутской ГРЭС-2. Предусмотрен ввод мощностей на ТЭЦ.

Сжигание на ТЭС углей, особенно с повышенной зольностью, приводит к ежегодному выходу более 100 млн. т золы и шлака. Надежное и экономичное удаление и транспортирование золошлаковых материалов, создание экологически безвредных золоотвалов и бессточных систем золоудаления, использование золы и шлака в народном хозяйстве — все эти вопросы относятся к числу наиболее важных в данной области.

ТОПЛИВНО-ТРАНСПОРТНОЕ ХОЗЯЙСТВО ТЕПЛОВЫХ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ

Глава первая

ТОПЛИВНОЕ ХОЗЯЙСТВО ТЭС НА ТВЕРДОМ ТОПЛИВЕ. ХАРАКТЕРИСТИКИ И СВОЙСТВА ТВЕРДОГО ТОПЛИВА; СХЕМА ТОПЛИВОПОДАЧИ; ДОСТАВКА, РАЗГРУЗКА И ХРАНЕНИЕ ТОПЛИВА

1.1. Характеристики и свойства твердого топлива

К твердым топливам для тепловых электростанций относятся угли и продукты их переработки, горючие сланцы и торф. В топливном балансе ТЭС соотношение этих видов топлива таково: уголь — 94%, горючие сланцы — 4%, торф — 2%. Характеристики основных углей, сжигаемых на ТЭС, приведены в табл. 1.1.

Для правильного выбора параметров оборудования топливно-транспортного хозяйства, обеспечения его надежной и эффективной работы необходимо знание таких свойств твердого топлива, как гранулометрический состав, плотность, сыпучесть, смерзаемость, абразивность, склонность к самовозгоранию и др.

Гранулометрический (фракционный) состав топлива — это характеристика крупности его кусков. От него зависит выбор технических параметров ряда устройств (решеток на приемных бункерах разгрузочных устройств, грохотов, дробилок, конвейерных лент и др.). Крупность частиц топлива определяют рассевкой пробы на стандартных ситах (грохотах) с размером ячеек 150, 100, 50, 25, 13, 6, 3 и 0,5 мм. Обычно сита собирают в комплект, располагая их друг под другом с убывающими сверху вниз ячейками. Дно выполняют глухим. На верхнее сито помещают пробу топлива и весь комплект встряхивают с помощью специальной рассевочной машины. После этого определяют остаток на каждом сите и на дне и выражают его в процентах первоначальной массы пробы. Получаемые на всех ситах остатки, кроме верхнего, называют фракционными и обозначают буквой F с индексом, указывающим размер ячеек данного x_{i-1} и предыдущего x_i сита — F_{x_{i-1}/x_i} . Таким образом, *фракция* — это массовая доля топлива в некотором интервале размеров частиц.

Полный остаток на каком-либо сите равен сумме фракционных остатков на данном сите и на всех других более крупных ситах. Он обозначается R_x , где индекс x указывает размер ячейки сита в миллиметрах. В результате рассевки проба топлива разделяется на фракции 0–0,5; 0,5–3; 3–13; 13–25; 25–50; 50–100 и более 100 мм. Остатки на ситах и служат количественными характеристиками гранулометрического состава топлива.

Твердые топлива подразделяются по предельным размерам кусков на *классы крупности (сорта)* — см. табл. 1.1 а.

Стандарт допускает совмещаемые классы ПК, ОК, ОМ, МС при условии соотношения верхних пределов не более 1:4 и классы ОМСШ, МСШ и СШ.

Таблица 1.1. Характеристика основных углей, сжигаемых на ТЭС

Уголь	Марка	Низшая теплота сгорания $Q_{\text{н}}$, кДж/кг	Влажность			Зольность, %		Выход летучих веществ $V^{\text{г}}$, %	Насыпная плотность $\rho_{\text{н}}$, т/м ³	Коэффициент размо-лосности $k_{\text{мо}}$
			рабо-чая $W^{\text{р}}$	макс-мальная $W^{\text{макс}}$	смер-зання $W^{\text{см}}$	рабо-чая $A^{\text{р}}$	макс-мальная $A^{\text{макс}}$			
Кузнецкий	Г	26 958	8	12	6	9	16	40	0,8	1,3
Кузнецкий	СС	27 795	7	10	6	7	12	30	0,87	1,99
Кузнецкий	Т	25 660	7	9	6	17	22	11	0,89	1,5
Донецкий	Д	20 260	13	20	13	20	30	43	0,83	1,13
Донецкий	Т	27 418	5	9	5	15	27	13	0,86	1,9
Донецкий	АШ	25 158	7	10	5	17	30	4	1,01	0,95
Экибастузский	СС	16 116	8	—	6	37	—	32	0,96	1,3
Карагандинский	Ж	22 270	7,5	12	6	25	32	28	0,93	1,4
Печорский	Д	18 167	11	15	10	25	35	39	0,92	1,15
Львовско-Вольнский	Г	20 721	10	—	3,5	22	—	38	0,9	1,22
Черемховский	Д	19 507	14	18	14	22	30	45	0,89	1,3
Березовский	Б	14 944	35	—	32	5	—	48	0,76	1,24
Назаровский	Б	12 809	40	—	33	7,5	—	48	0,73	1,0
Челябинский	Б	15 781	17	24	14	25	40	43	0,84	1,3
Башкирский	Б	9377	52	60	35	10	30	63	0,62	1,8
Богословский	Б	11 888	28	33	22	22	35	48	0,81	1,1
Подмосковный	Б	10 507	33	37	27	24	45	45	0,81	1,75
Гусиноозерский	Б	18 670	26	—	21	13	—	45	0,9	1,3
Азейский	Б	17 163	25	—	23	13	—	45	0,8	1,2
Райчихинский	Б	12 851	37	45	32	10	21	43	0,69	1,37
Артемовский	Б	13 060	28	32	—	22	35	49	0,83	0,92

Таблица 1.1а. Названия классов, их обозначения и размеры кусков (ГОСТ 19242-73)

Класс	Условное обозначение класса	Размер кусков, мм
Плитный	П	100–200 (300)
Крупный	К	50–100
Орех	О	25–50
Мелкий	М	13–25
Семечко	С	6–13
Штыб	Ш	0–6
Семечко со штыбом	СШ	0–13
Мелкий и семечко со штыбом	МСШ	0–25
Рядовой	Р	0–200 при подземной добыче, 0–300 при открытых разработках

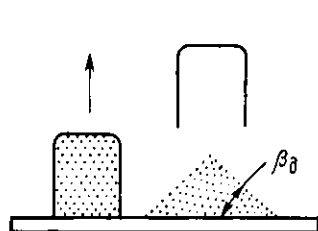
При маркировке углей класс крупности проставляют после условного обозначения марки, цифрами в скобках указывают нижний и верхний пределы крупности в миллиметрах. Например, ГР (0–200) — газовый рядовой с размером кусков от 0 до 200 мм. ТЭС получают, как правило, топливо рядового класса. У твердого топлива различают три плотности: действительную (истинную), кажущуюся (объемную) и насыпную. Действительная плотность ρ_d , г/см³, — это отношение массы образца топлива m к объему V_T входящих в него твердых составляющих, т.е. беспоровой части: $\rho_d = m/V_T$.

Кажущаяся плотность $\rho_{каж}$, г/см³, — это отношение массы образца к объему кусков и частиц топлива, включающему объем пор и трещин в них $V_{общ}$: $\rho_{каж} = m/V_{общ}$.

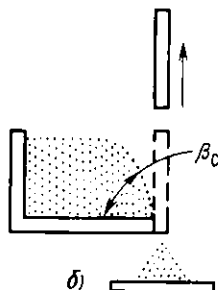
При расчетах и выборе различных элементов тракта топливоподачи широко используется понятие *насыпной плотности* или плотности в засыпке ρ_n , г/см³ или т/м³. Эта величина представляет собой массу частиц, отнесенную к единице занятого ими объема, включающего не только объем пор, но и объем промежутков между частицами в слое. Насыпная плотность определяется как отношение массы топлива, свободно насыпанного в мерный сосуд, к объему этого сосуда.

Работа всех элементов топливно-транспортного хозяйства в огромной степени зависит от сыпучести топлива. Под *сыпучестью* понимают подвижность частиц топлива относительно друг друга и прилегающих поверхностей оборудования под действием силы тяжести. Сопротивление движению твердого топлива складывается из сопротивления трения и сцепления между частицами. Следует подчеркнуть, что сыпучие материалы по своим механическим свойствам фундаментально отличаются от жидкостей. Поэтому, употребляя термин "истечение топлива", например, при выходе топлива из бункера, не следует по ассоциации подразумевать, что топливо при этом ведет себя как жидкость. Сыпучий материал следует рассматривать как пластичное тело со специфическими свойствами.

При движении, высыпании и встряхивании топлива неоднородного гранулометрического состава происходит явление *сегрегации* — самопроиз-



а)



б)

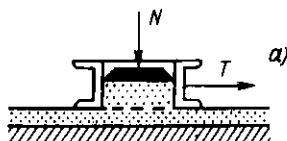
Рис. 1.1. Определение динамического (а) и статического (б) углов естественного откоса

вольного отделения крупных фракций от мелких, приводящее к неравномерному распределению топлива по крупности. Сегрегацию приходится учитывать прежде всего при хранении топлива на складе и организации контроля качества топлива.

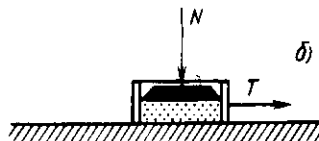
При проектировании топливоподачи и при разработке мероприятий, устраняющих затруднения в ее работе, необходимо знание показателей сыпучести топлива. Так как одного всеобъемлющего показателя сыпучести не существует, то используется несколько показателей и в их числе: насыпная плотность, угол естественного откоса, фракционный состав, коэффициент внутреннего и внешнего трения, начальное напряжение сдвига.

В зависимости от способа определения различают *динамический* β_d и *статический* β_c углы естественного откоса. Первый из них — это угол между горизонтальной плоскостью и образующей конической поверхности кучи, насыпанной на плоскость, второй — это угол между горизонтальной плоскостью и образующей поверхности, возникающей после удаления подпорной стенки (угол обрушения) (рис. 1.1). Для определения β_d заполняют топливом цилиндрический сосуд, накрывают его плоской пластинкой, переворачивают и осторожно поднимают над пластинкой. Чем хуже сыпучесть топлива, тем больше угол естественного откоса. Для рабочего топлива электростанций значения β_d находятся в диапазоне $30-45^\circ$. При $\beta_d \geq 60^\circ$ возникают затруднения в системе топливоподачи.

Коэффициент внутреннего трения f_v и коэффициент внешнего трения f_o характеризуют соответственно сопротивление топлива сдвигу внутри слоя и сопротивление сдвигу вдоль ограничивающей поверхности. Для угля с насыпной плотностью $\rho_n = 0,7 \div 0,9 \text{ т/м}^3$ коэффициент внутреннего трения $f_v = 0,6 \div 1,0$, коэффициент внешнего трения по резине $f_o = 0,5 \div 0,7$, по стали $f_o = 0,3 \div 0,6$. Для торфа с насыпной плотностью $\rho_n = 0,3 \div 0,8 \text{ т/м}^3$ аналогичные величины имеют следующие значения: $f_v = 0,3 \div 0,8$; $f_o = 0,5 \div 0,7$ (по резине); $f_o = 0,4 \div 0,6$ (по стали).



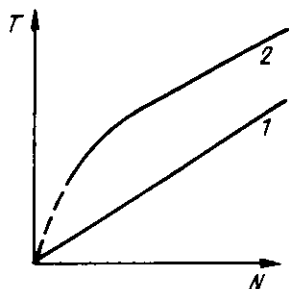
а)



б)

Рис. 1.2. Схемы трибометров для измерения силы внутреннего (а) и внешнего (б) трения

Рис. 1.3. Зависимость усилия сдвига T от нормального усилия N для идеально сыпучего материала (1) и для топлива с ухудшенной сыпучестью (2)



Для определения коэффициентов трения используют специальные приборы — *трибометры* (рис. 1.2). Коэффициент трения f находят как отношение усилия сдвига T к нормальному (сжимающему) трущимся поверхности) усилию N : $f = T/N$.

На рис. 1.3 линия 1 относится к топливу с идеальной сыпучестью. Для него f сохраняется постоянным при изменении сжимающей нагрузки. Линия 2 относится к топливу с ухудшенной сыпучестью. Для него значение f зависит от сжимающей нагрузки в некотором начальном интервале значений N . При малых N коэффициент f оказывается наибольшим, с увеличением N он вначале уменьшается, а затем остается постоянным. Наличие нелинейного участка на кривой 2 объясняется тем, что в неидеально сыпучем материале изменение внешней нагрузки N влияет не только на сопротивление собственно трения, зависящее только от сжатия, но и на сопротивление, возникающее вследствие сцепления поверхностей и зависящее от таких факторов, как площади соприкосновения, толщина прослойки жидкости и др.

Силы сцепления между частицами называют силами когезии, а между частицами и стенкой — силами адгезии. До тех пор пока влажность топлива находится в пределах гигроскопической, сыпучесть его сохраняется почти постоянной, а с появлением внешней влаги и увеличением ее содержания она постепенно ухудшается.

Нижнюю границу влажности, при которой начинается налипание топлива на топливно-транспортное оборудование и застревание его по тракту топливоподачи в эксплуатационных условиях, можно назвать *критической влажностью налипания*.

Для большинства углей критическая влажность налипания в 3,0–3,5 раза больше, чем гигроскопическая влажность, в то время как максимальная влагоемкость примерно в 4,0–4,5 раза больше $W_{\text{ги}}$.

Дальнейшее увлажнение, вплоть до максимальной влагоемкости, еще несколько уменьшает сыпучесть. Значение влажности, при которой уголь практически теряет свои сыпучие свойства, называется *влажностью сыпучести угля*. Если влажность увеличивается еще больше, то может проявиться явление текучести углей, принципиально отличное от сыпучести.

По качественному характеру сыпучести используемые в энергетике угли разделены на четыре группы (табл. 1.2).

Сыпучие свойства углей ухудшаются с увеличением зольности, особенно если минеральная часть представлена глинистыми включениями (подмосковные, башкирские и другие угли). С ростом количества мелких частиц в угле его сыпучесть также ухудшается, что связано с повышенной влажностью мелких фракций по сравнению с крупными и увеличением по этой причине сил сцепления между мелкими частицами угля.

Таблица 1.2. Группы углей по сыпучести

Группа	Характеристика группы	Уголь	Марка	Влажность, %
I	Хорошо сыпучие угли	Экибастузский	СС	До 7,0
		Назаровский	Б	До 40,0
		Азейский	Б	До 22,0
		Ангренский	Б	До 35,0
II	Среднесыпучие угли	Экибастузский	СС	Более 7,0
		Назаровский	Б	Более 40,0
		Азейский	Б	Более 22,0
		Донецкий	АШ, Т	До 6,0
		Кузнецкий	Т, СС	До 7,0
		Ангренский	Б	Более 35,0
		Башкирский	Б	До 45,0
		Донецкий	АШ	6,0–8,0
III	Плохо сыпучие угли	Донецкий	Т	6,0–10,0
		Кузнецкий	Т, СС	7,0–12,0
		Сахалинский	Б	До 20,0
		Подмосковный	Б	До 33,0
		Райчихинский	Б	До 37,0
IV	Связанные угли	Башкирский	Б	45,0–55,0
		Шлам всех углей	—	Более 10,0
		Подмосковные угли с глинистыми включениями	Б	Более 33,0
		Донецкий	АШ	Более 10,0
		Донецкий и кузнецкий	Т, СС	Более 12,0
		Сахалинский	Б	Более 20,0
		Райчихинский	Б	Более 37,0
		Башкирский	Б	Более 55,0

При длительном пребывании топлива в неподвижном состоянии возникает эффект слеживания, который наиболее неблагоприятно сказывается на поведении углей III и IV групп по сыпучести.

Внешняя влага влияет на способность топлива смерзаться при отрицательных температурах. Минимальную влажность, при которой наблюдается смерзание топлива, называют *влажностью смерзания*. Практически для всех углей она приблизительно в 3,0–3,5 раза больше гигроскопической влажности, т.е. близка к влажности налипания. Значения влажности смерзания указаны в табл. 1.1.

Надежность работы и срок службы целого ряда элементов топливоподачи зависят от механической твердости и абразивности топлива.

Механическую прочность угля характеризуют *лабораторным относительным коэффициентом размолоспособности* $k_{\text{ло}}$, который определяется как отношение расхода энергии на измельчение эталонного угля $\mathcal{E}_{\text{эт}}$ в воздушно-сухом состоянии от определенной крупности до заданной тонины помола к расходу энергии на измельчение испытываемого угля $\mathcal{E}_{\text{и}}$ в стандартной лабораторной шаровой барабанной мельнице, загруженной фарфоровыми шарами:

$$k_{\text{ло}} = \mathcal{E}_{\text{эт}}/\mathcal{E}_{\text{и}}.$$

Наиболее близок по своим показателям к эталонному углю донецкий уголь марки АШ.

Бурые угли в основном непрочные. Среди каменных углей наиболее прочны длиннопламенные и газовые угли, а наименее — коксовые и отощенные.

Под *абразивностью* понимают способность движущихся частиц топлива механически изнашивать поверхности технологического оборудования, с которыми они соприкасаются. Для снижения абразивного износа детали оборудования изготавливаются из легированной стали, а пересыпные устройства покрываются износостойкими материалами.

Абразивные свойства углей определяются составом их минеральной части: чем выше в угле содержание твердых минералов, тем он более абразивен. Особенно велика абразивность экибастузского угля.

Условия хранения топлива определяются склонностью его к окислению и самовозгоранию. Твердое топливо окисляется кислородом с выделением теплоты даже при невысоких температурах, например в условиях хранения на складе. Интенсивность тепловыделения Q_1 пропорциональна скорости химической реакции, т.е. зависит от температуры по закону Аррениуса

$$Q_1 = k \exp(-E/RT),$$

где k — коэффициент пропорциональности; E — энергия активации химической реакции окисления.

Если интенсивность отвода теплоты Q_2 оказывается меньше Q_1 , то происходит процесс самонагревания топлива и при достижении температуры воспламенения начинается самовозгорание. Время, в течение которого достигается температура воспламенения, называют *инкубационным периодом воспламенения*. Для условий хранения на открытых складах углей со средней склонностью к самовозгоранию этот период может составлять от нескольких недель до месяцев.

Темп повышения температуры при самонагревании топлива в первую очередь зависит от его физико-химических свойств, присутствия катализаторов (к их числу относится влага), условий доступа воздуха к поверхности окисления, интенсивности процессов тепло- и массопереноса в слое топлива. Классификация топлив по их склонности к окислению приведена в табл. 1.7.

С точки зрения обеспечения безопасной эксплуатации тракта топливоподачи важной характеристикой является *взрывоопасность* твердого топлива. Взвешенная в воздухе пыль углей, сланца, торфа и полукокса (за исключением антрацита и полуантрацита) с размером частиц менее 0,2 мм образует взрывоопасную смесь и при наличии источника воспламенения может взорваться. Взрывоопасна пыль всех топлив с выходом летучих на горючую массу 20% и выше. Нижний концентрационный предел взрываемости пыли с размером частиц менее 70 мкм составляет 0,05–0,15 для бурых углей и 0,1–0,25 кг/м³ для каменных.

Теплофизические свойства топлива необходимо знать при рассмотрении процессов его смерзания, размораживания и подсушки. Они существенно зависят от состава топлива и условий подвода и отвода теплоты.

Теплоемкость твердого топлива определяется с приемлемой точностью как аддитивная сумма теплоемкостей его составных частей: органической массы, минеральных примесей и влаги. Средняя теплоемкость рабочего топлива c , кДж/(кг · К), может быть найдена по формуле

$$c = 0,01 [(1 + 0,008 V^c) B^P + 0,804^P + 4,19 W^P],$$

где V^c — выход летучих веществ на сухую массу, %; B^P — горючая часть топлива на рабочую массу, %.

Теплоемкость сгоревшего топлива примерно на 8–10% больше теплоемкости размороженного топлива.

Процесс распространения теплоты в твердых топливах, представляющих собой гетерогенные системы с развитой межфазной поверхностью, довольно сложен. Определяющую роль при этом играет термовлагопроводность, теплопроводность жидкой и газовой фазы. Поэтому интенсивность распространения теплоты в слое топлива существенно зависит от влажности, на нее влияют насыпная плотность, выход летучих.

С увеличением влажности и насыпной плотности теплопроводность существенно увеличивается, а с увеличением выхода летучих горючих несколько снижается. Топливо с небольшой степенью метаморфизма обладает меньшей теплопроводностью, чем тощие угли и антрацит.

В практическом диапазоне изменения влажности и насыпной плотности угля теплопроводность изменяется в пределах 0,1–0,45 Вт/(м · К).

1.2. Поставка угля на ТЭС

Уголь поставляется на ТЭС в соответствии с прямым договором, заключаемым с соответствующим управлением Углесбыта. Качество всех видов поставляемого электростанции топлива должно соответствовать ГОСТ и техническим условиям на поставку.

В договорах на поставку твердого топлива должны быть указаны: марка топлива, группа по зольности и предельная зольность, содержание летучих, класс по крупности и максимальные размеры кусков, отсутствие в топливе посторонних включений и максимальная влажность. На электростанциях должны периодически проводиться анализы качества топлива.

Уголь доставляют на ТЭС железнодорожным, водным, автомобильным или конвейерным транспортом. Вопрос о способе доставки должен решаться на основании технико-экономических расчетов, с учетом особенностей района размещения ТЭС. В СССР наиболее распространена доставка угля на ТЭС железнодорожным транспортом широкой колеи (1520 мм).

Подъездные пути ТЭС эксплуатируются по договору с предприятием Министерства путей сообщения, заключаемому на основании "Единого технологического процесса (ЕТП) работы подъездных путей и станций примыкания". Норма простоя вагонов с углем под разгрузкой определяется в результате расчетов в ЕТП затрат времени на следующие операции: подачу маршрута с углем со станции примыкания на ТЭС; взвешивание угля; разбивку маршрута на ставки и маневровые работы на ТЭС;

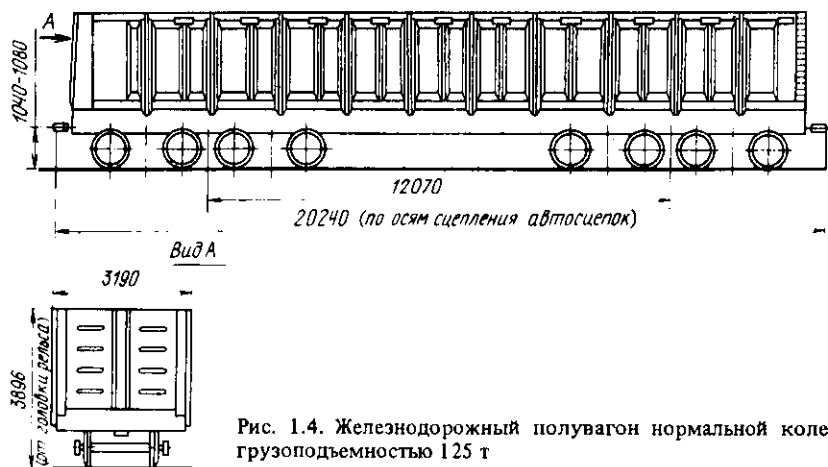


Рис. 1.4. Железнодорожный полувагон нормальной колеи грузоподъемностью 125 т

разгрузку вагонов с углем; сбор порожняка и его возврат на станцию прикартания.

Топливо доставляется в полувагонах, т.е. открытых вагонах (рис. 1.4). Конструктивно-технический уровень полувагонов характеризуется рядом основных параметров, к числу которых относятся грузоподъемность, коэффициент тары, число осей.

Грузоподъемность полувагона q — наибольшая масса груза, допускаемая к перевозке. Тара полувагона q_T — собственная масса полувагона. Коэффициент тары k_T равен отношению q_T/q . Кроме коэффициента тары, не полностью отражающего эксплуатационные характеристики полувагона, используют также погрузочный (действительный) коэффициент тары, учитывающий фактическое использование грузоподъемности полувагона:

$$k_{т.д} = q_T / V \rho_n ,$$

где V — объем груза в кузове полувагона, m^3 ; ρ_n — насыпная плотность транспортируемого материала, t/m^3 .

По числу осей различают двух-, четырех-, шести- и восьмиосные полувагоны. Число осей полувагона определяется допустимой нагрузкой на ось, которая в свою очередь зависит от несущей способности железнодорожного пути и равна около 22 т. Характеристики полувагонов нормальной колеи приведены в табл. 1.3.

Для доставки угля на ТЭС саморазгружающиеся полувагоны получили незначительное распространение, так как они применимы для перевозки относительно сухих, несмерзающихся, мелкокусковых, сыпучих топлив.

Унифицированные четырех-, шести- и восьмиосные полувагоны имеют грузоподъемность соответственно 63, 94 и 125 т (шестиосные полувагоны сняты с производства). Унифицированные полувагоны оснащены донными люками, которые открываются под малыми углами (10–26 и 31–36°), что затрудняет свободное высыпание топлива гравитационным способом, поэтому полувагоны с углем разгружаются на ТЭС с помощью вагоноопрокидывателей.

Таблица 1.3. Технические характеристики полувагонов нормальной колеи

Грузо- подъем- ность, т	Объем кузова, м ³	Количе- ство осей, шт.	Материа- лы ку- зова	Масса тары, т	Габаритные размеры, м		
					Длина по авто- сцепке	Ширина	Высота (от го- ловки рельса)
63	72	4	Дерево и металл	22,0	13,92	3,13	3,48
94*	106	6	Металл	31,0	16,40	3,20	3,79
125*	138	8	Металл	43,3	20,24	3,14	3,90

* Сняты с производства.

Маршруты с топливом подаются на железнодорожную станцию на территории ТЭС. Число путей на станции выбирается в соответствии с необходимым количеством маршрутов в сутки с учетом коэффициента неравномерности движения поездов 1, 2. Количество маршрутов определяется суточным расходом топлива, который принимается исходя из 24-часовой работы всех установленных котлов при их номинальной производительности. Вагоны с топливом взвешиваются на тензометрических железнодорожных весах на ходу без остановки состава, порожняк не взвешивается.

Для эффективной разгрузки в зимнее время вагоны со смерзшимся топливом разогреваются в *размораживающих устройствах*.

Маневровые операции при подаче вагонов к размораживающему и разгрузочным устройствам, при откате порожних вагонов, при формировании и отправлении разгруженных железнодорожных составов обеспечиваются путевым железнодорожным хозяйством.

Вагоны надвигаются в *разгрузочное устройство* электротележкой-толкателем или (при соответствующих обоснованиях) электровозами с дистанционным управлением. Для сбора порожних вагонов используются специальные маневровые устройства.

1.3. Технологическая схема топливоподачи и основные нормативные требования к ней

Система топливоподачи ТЭС на твердом топливе представляет собой комплекс внутростанционных сооружений, машин и механизмов, объединенных в определенную технологическую схему, обеспечивающую разгрузку, технологическую обработку и транспортировку топлива на склад, со склада и до бункеров котельной.

В системе топливоподачи производятся дробление топлива, улавливание и удаление из него посторонних предметов, отбор и разделка проб, измерение количества поступающего топлива, а также распределение топлива по бункерам котлов.

Снижение запыленности воздуха в помещениях топливоподачи обеспечивается системами пылеулавливания и гидроуборки. Для монтажа и ре-

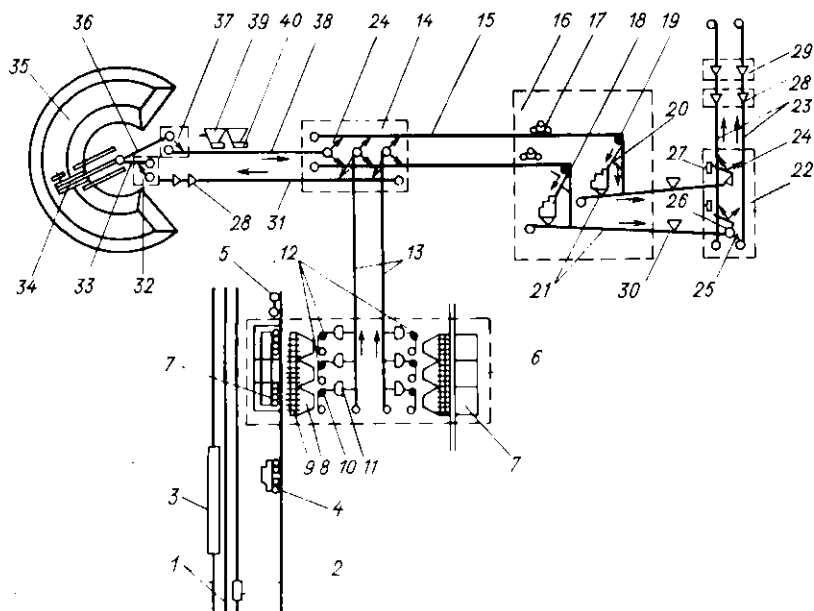


Рис. 1.5. Принципиальная технологическая схема топливоподачи:

1 — железнодорожная станция; 2 — тензометрические весы; 3 — размораживающее устройство; 4 — электротележка-толкатель; 5 — маневровое устройство; 6 — разгрузочное устройство; 7 — вагоноопрокидыватели; 8 — приемные бункера; 9 — дробильно-фрезерные машины; 10 — ленточные питатели; 11 — дробилки предварительного дробления; 12 — шкивные магнитные сепараторы; 13 — ленточный конвейер № 1; 14 — узел пересыпки № 1; 15 — ленточный конвейер № 2; 16 — дробильный корпус; 17 — подвесной магнитный сепаратор; 18 — молотковые дробилки; 19 — шкивный магнитный сепаратор; 20 — колосниковая решетка; 21 — ленточный конвейер № 3; 22 — башня пересыпки; 23 — ленточный конвейер № 4; 24 — перекидной шибер; 25 — щеполоуловитель; 26 — пробоотборная установка; 27 — пробообразцовая установка; 28 — плужковые сбрасыватели; 29 — бункера сырого угля; 30 — ленточные весы; 31 — ленточный конвейер № 5/1; 32 — узел пересыпки № 2; 33 — ленточный конвейер № 5/2; 34 — роторная погрузочная машина; 35 — кольцевой склад; 36 — ленточный конвейер № 6/1; 37 — узел пересыпки; 38 — ленточный конвейер № 6/2; 39 — загрузочные бункера; 40 — качающиеся питатели

монта технологического оборудования в помещениях топливоподачи устанавливаются грузоподъемные механизмы.

Несмотря на разнообразие качественных характеристик сжигаемого на отечественных ТЭС твердого топлива схемы топливоподачи существенно не различаются. Принципиальная технологическая схема топливоподачи, отвечающая действующим нормам технологического проектирования ТЭС, показана на рис. 1.5.

На электростанциях с расходом топлива более 100 т/ч для разгрузки вагонов с топливом устанавливаются *стационарные вагоноопрокидыватели*, число которых принимается следующим: при расходе топлива от 100 до 400 т/ч — один, от 400 до 1000 т/ч — два. Количество вагоноопрокидывателей для электростанций с производительностью топливоподачи более

1000 т/ч определяется исходя из 12 опрокидываний в час вагонов средней грузоподъемности, в которых поставляется топливо, плюс один резервный вагоноопрокидыватель.

Вагоноопрокидывателями топливо выгружается в *приемные подземные бункера*, имеющие сверху решетки с ячейками размером не более 350 × 350 мм, расширяющиеся книзу. Оставшиеся на решетках крупные куски топлива измельчаются и проталкиваются *дробильно-фрезерными машинами* (ДФМ), расположенными над решетками приемных бункеров. Из приемных бункеров топливо питателями подается на ленточный конвейер. При соответствующем обосновании допускаются размеры решеток под вагоноопрокидывателем с ячейками более 350 × 350 мм; при этом кроме ДФМ должны предусматриваться дополнительно *дробилки грубого дробления*.

В этом случае из приемных бункеров топливо питателями подается в дробилки грубого дробления, а из них — на ленточный конвейер. Для предохранения дробилок от поломок попавшими в топливо металлическими предметами перед ними устанавливают *шквивные электромагнитные сепараторы*, являющиеся одновременно приводными барабанами ленточных питателей. Для внутрисканционного транспорта применяются *ленточные конвейеры*. Они, как правило, устанавливаются в закрытых галереях высотой в свету по вертикали не менее 2,2 м и шириной, достаточной для обеспечения необходимых проходов. В галереях через каждые 100 м предусматриваются переходные мостики через конвейеры.

Сооружение, предназначенное для пересыпки топлива с одного конвейера на другой, называют *узлом пересыпки*. Число конвейеров от приемных бункеров разгрузочного устройства до первого подземного узла пересыпки (конвейеры № 1) равно числу вагоноопрокидывателей, и производительность каждого из них равна производительности соответствующего вагоноопрокидывателя.

От первого узла пересыпки топливо подается наклонными двухниточными конвейерами (конвейеры № 2) в *дробильный корпус*. Производительность каждой из ниток равна производительности рабочих вагоноопрокидывателей или 60% производительности вагоноопрокидывателя, если он единственный. В дробильном корпусе установлены *дробилки тонкого дробления (молотковые)*.

До молотковых дробилок устанавливаются последовательно *подвесные* и *шквивные электромагнитные сепараторы* в комплекте с металлоискателями для улавливания из топлива магнитных предметов. Если пылеприготовление в главном корпусе производится среднеходными или быстроходными мельницами, такие сепараторы предусматриваются также и после дробилок. За дробилками устанавливаются *механические пробоотборники топлива*, а также *уловители щепы*. Последние не требуются при установке шахтных мельниц с открытыми амбразурами. При работе на мелком топливе (0–25 мм) предусматривается возможность подачи топлива помимо дробилок. Суммарная производительность молотковых дробилок должна быть не меньше производительности двух ниток топливоподачи в главный корпус.

Пройдя ступень тонкого дробления, топливо поступает на наклонные конвейеры № 3, которыми оно поставляется в *башню пересыпки главного корпуса* ТЭС, где перегружается на *конвейеры № 4 бункерной галереи*, а с них плужковыми сбрасывателями распределяется по бункерам котлов. Для определения количества топлива, подаваемого к котлам, на конвейерах № 3 установлены ленточные весы.

Ввод топливаподачи в главный корпус выполняется со стороны постоянного торца, как правило, с двухниточной системой ленточных конвейеров, рассчитанных на трехсменную работу. Каждая нитка должна иметь часовую расчетную производительность, равную потреблению топлива всеми котлами при полной проектной мощности электростанции, работающими с номинальной нагрузкой в течение 24 ч в сутки, с запасом 10%. Во всех случаях должна быть обеспечена возможность одновременной работы обеих ниток топливоподачи.

Для электростанций мощностью 4000 МВт и выше при расходе топлива более 2000 т/ч топливоподача выполняется с двумя самостоятельными вводами в главный корпус: один — со стороны постоянного торца, второй — в центре главного корпуса.

В целях создания резерва и устранения периодически возникающего несоответствия между поставкой и расходом топлива при электростанциях организуются склады топлива.

Топливо на склад подается одностроичным конвейером № 5 производительностью, равной производительности рабочих вагоноопрокидывателей. На этот конвейер топливо перегружается в узле пересыпки № 1 с конвейера № 1. Топливо со склада выдается также по одностроичному конвейеру № 6, который находится в галерее ниже уровня земли. Часовая производительность всех механизмов, выдающих топливо со склада, должна быть не менее производительности одностроичной системы конвейеров.

На рис. 1.5 представлена схема с кольцевым складом, на котором применена роторная погрузочная машина — штабелер.

Все устройства по перевалке топлива внутри помещений, а также бункера сырого топлива проектируются с герметизацией от пыления и установками по обеспыливанию.

Для разгрузочных устройств выбор схемы обеспыливания в каждом конкретном случае выбирается индивидуально. Обеспыливание выполняется в узлах пересыпки с большим перепадом высоты (при перекрестной пересыпке), в дробильных устройствах (в местах загрузки топлива на ленточные конвейеры) и в бункерной галерее главного корпуса. Перекрестные пересыпки предусматриваются после конвейеров разгрузочного устройства, конвейеров со склада, в башне пересыпки главного корпуса.

Дистанционное управление механизмами выполняется с центрального поста топливоподачи, располагаемого в изолированном помещении сopusтимым для аппаратуры уровнем вибрации и запыленности. Процесс загрузки бункеров автоматизирован.

1.4. Приемка и разгрузка топлива

Группа полувагонов с топливом локомотивом подается к разгрузочному устройству, после чего подача их в вагоноопрокидыватель производится специальным механизмом — электротележкой-толкателем (рис. 1.6), а локомотив возвращается для сбора разгруженных полувагонов или за следующей партией полувагонов с топливом. Управляемая дистанционно машинистом вагоноопрокидывателя, электротележка-толкатель поочередно подает полувагоны в вагоноопрокидыватель для разгрузки.

Разгруженный полувагон откатывается от разгрузочного устройства маневровым устройством (рис. 1.7), состоящим из лебедки 1 (правого и левого исполнения), подвагонной тележки 2, отводных направляющих блоков 7, натяжного блока 5, тягового каната 3, рельсового пути 4, конечных выключателей 6. Подвагонная тележка маневрового устройства через систему блоков связана канатом с тяговой лебедкой и перемещается по рельсам колеи 1138 мм, уложенным между железнодорожными рельсами широкой колеи. Тележка снабжена рычажной системой с двумя роликами, которые при движении тележки в рабочем направлении ложатся на головки рельсов железнодорожного пути. В начале движения тележки из исходного положения около вагоноопрокидывателя рычаги разводятся, и ролики, воздействуя на реборды колес полувагона, передвигают его на расстояние до 35,5 м. При движении тележки в обратном направлении рычаги складываются. Маневровое устройство для сбора порожних полувагонов в состав работает в автоматическом режиме и может передвигать до 20 четырехосных, 15 шестиосных или 11 восьмиосных полувагонов со скоростью 1,0 м/с.

На современных ТЭС в разгрузочных устройствах используются стационарные вагоноопрокидыватели (рис. 1.8). Они обеспечивают высокую производительность разгрузки топлива на ТЭС за счет механизации технологических операций. В настоящее время выпускаются роторные четырехопорные вагоноопрокидыватели типа ВРС-125 для разгрузки четырех-, шести- и восьмиосных полувагонов (рис. 1.9).

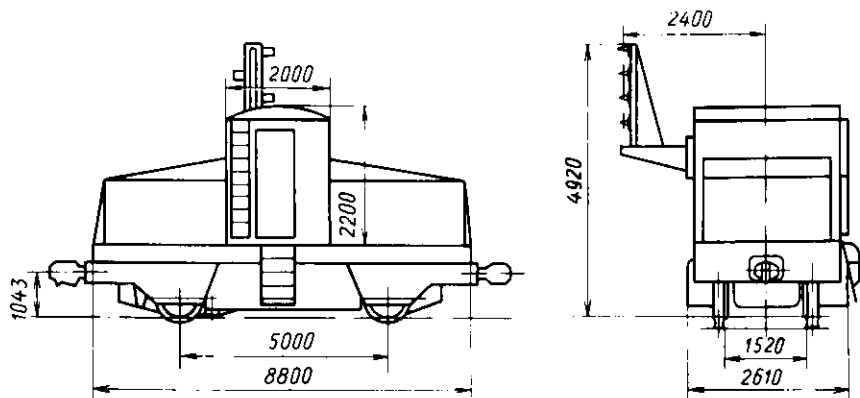


Рис. 1.6. Четырехрельсовая электротележка-толкатель

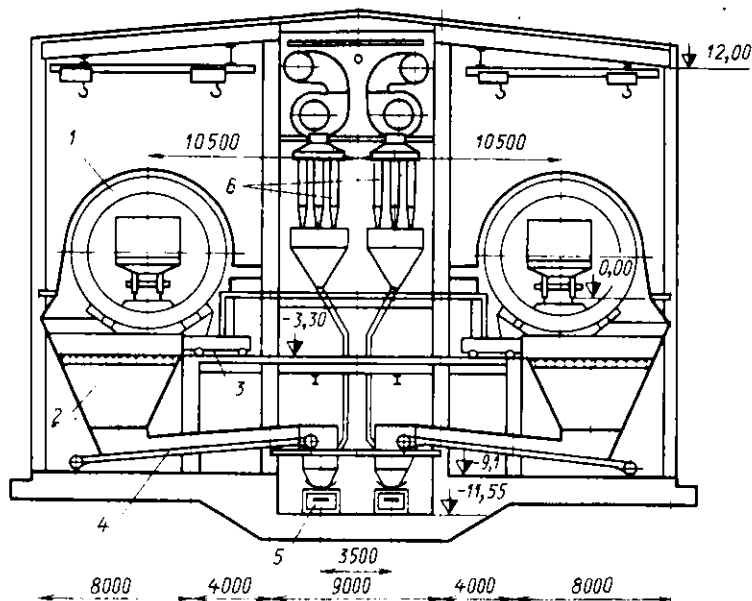


Рис. 1.8. Разгрузочное устройство с двумя роторными вагоноопрокидывателями:

1 – роторный вагоноопрокидыватель; 2 – приемный бункер с решеткой; 3 – дробильно-фрезерная машина; 4 – ленточный питатель; 5 – ленточный конвейер № 1; 6 – аспирационная установка

Основные элементы четырехопорного вагоноопрокидывателя: ротор, две люльки с общей платформой, механизм опрокидывания, роликоопоры, вибраторы. Четыре диска ротора попарно соединены между собой продольными трубными связями, а в верхней части – двумя балками. К балкам подвешены через комплекты пружин три рамы с установленными на них вибраторами для очистки вагонов от остатков топлива. На каждом диске укреплен зубчатый венец, охватывающий его на 208° . Ротор вращается двумя приводами, соединенными между собой трансмиссионным валом.

Люлька состоит из двух опорных балок и привалочной стенки, армированной резиной для смягчения боковой привалки вагона. В нижней части люлька подвешена к ротору тягами, а в верхней имеет цапфы, ролики которых катятся по рельсам, установленным в лекальных кривых диска ротора. Платформа подвешена к люлькам на восьми тягах, соединенных с кронштейнами. Люлька в исходном положении лежит на опорах дисков ротора. Чтобы во время поворота ротора колеса вагонов не сходили с рельсов, предусмотрен отбойный брус.

Вагоноопрокидыватель работает следующим образом: вагоны по одному подаются в него электротележкой-толкателем. При повороте ротора на угол от 0° до 16° платформа с вагоном перемещается под действием силы тяжести и пружинных буферов к привалочной стенке до полного прилегания к ним боковой стенки полувагона. Для плавной боковой

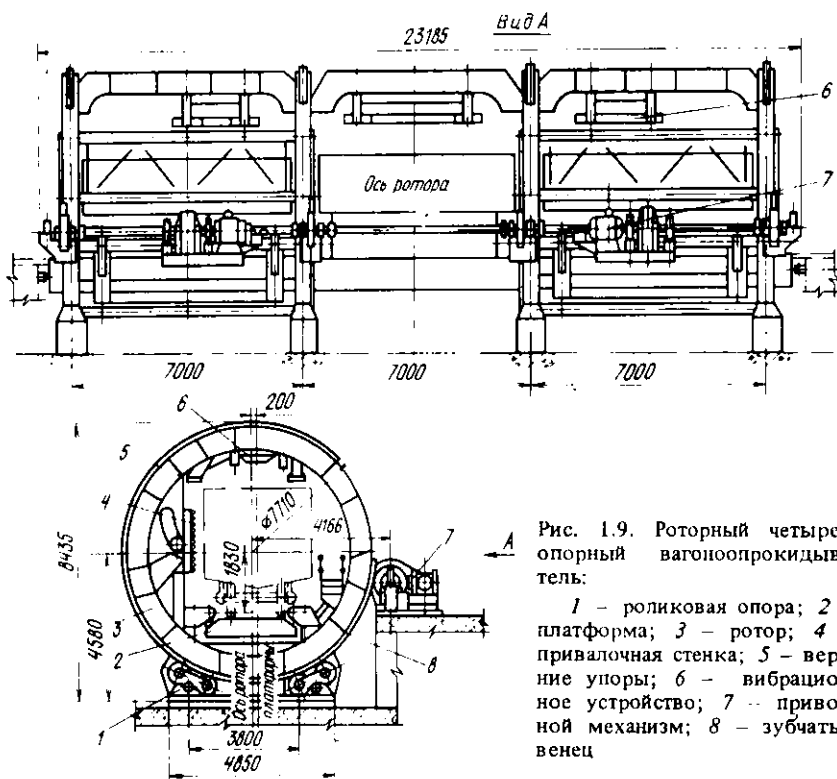


Рис. 1.9. Роторный четырех-
опорный вагоноопрокидыватель:

1 — роликовая опора; 2 —
платформа; 3 — ротор; 4 —
привалочная стенка; 5 — верх-
ние упоры; 6 — вибрацион-
ное устройство; 7 — привод-
ной механизм; 8 — зубчатый
венец

привалки один из двигателей привода включается в режим динамического торможения, а затем выходит на обычный режим работы. При дальнейшем повороте ротора до угла 56° положение платформы относительно ротора не меняется, а с 56° люлька с платформой и вагоном перемещается до прилегания верхней обвязки вагона к упорам вибраторов — происходит так, называемая верхняя привалка, которая заканчивается для восьмиосных полувагонов при угле поворота 58° , шестиосных 64° , четырехосных 83° . Для плавной верхней привалки четырехосного полувагона вращение ротора при угле 80° замедляется. Привалка смягчается также подпружиниванием рам вибраторов. Последующий поворот ротора до угла 175° происходит вместе с вагоном при опирании верхней его обвязки на упоры вибратора. При опрокидывании вагона платформа прижимается к колесам вагона, а при угле поворота 175° полностью ложится на них. Это обеспечивает прижатие колес вагона к раме тележки и препятствует выпадению деталей рессор.

При достижении угла поворота ротора 175° электродвигатели механизма опрокидывания отключаются и включаются вибраторы на 5—15 с для удаления остатков топлива. При обратном вращении ротора люлька с вагоном и платформой возвращаются в исходное положение.

После разгрузки вагон выталкивается из вагоноопрокидывателя следующим полувагоном, подаваемым на разгрузку. Длительность одного

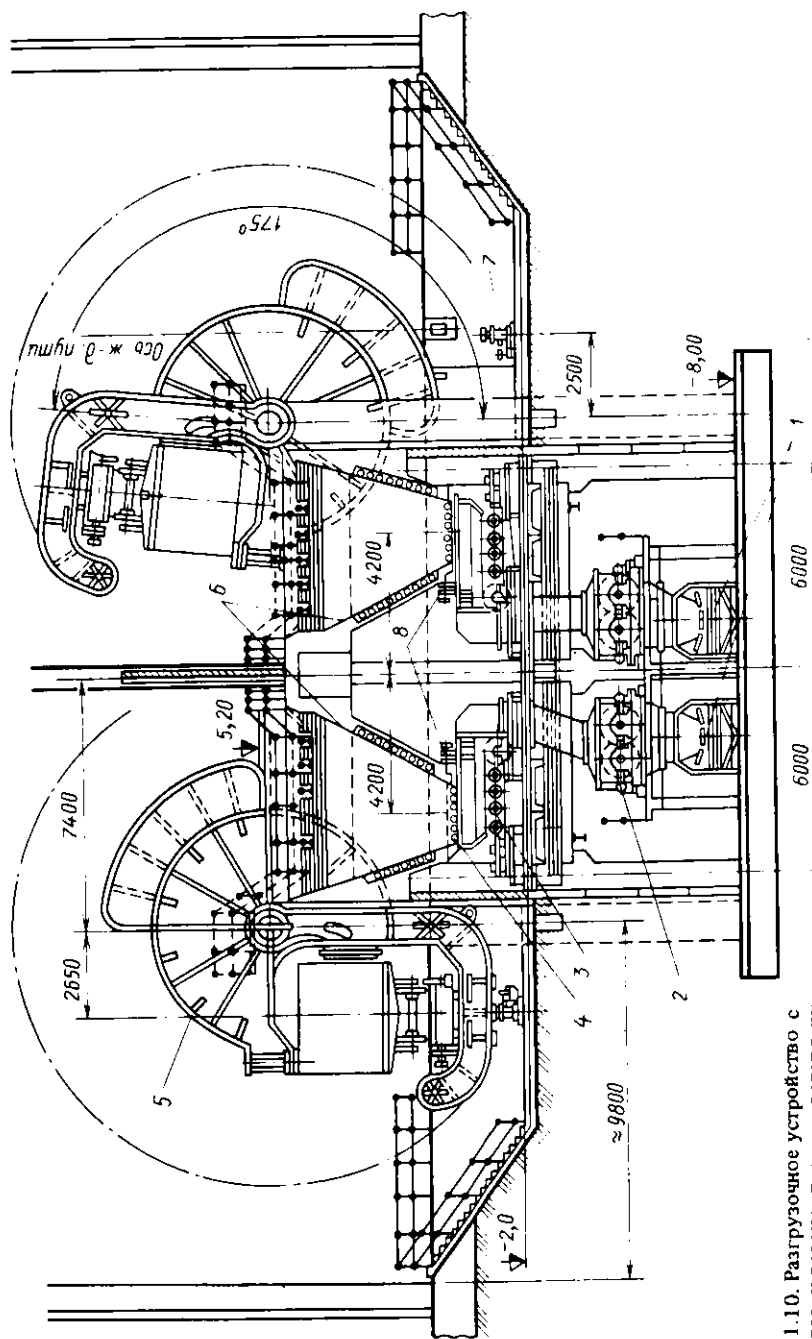


Рис. 1.10. Разгрузочное устройство с боковыми вагонопрокидывателями:

1 – ленточные конвейеры; 2 – дробилка; 3 – ленточный питатель; 4 – штыревой затвор; 5 – вагонопрокидыватель; 6 – бункера; 7 – гидроамортизатор; 8 – шибер для регулирования производительности питателя

полностью автоматизированного цикла работы вагоноопрокидывателя (рабочего хода, включения вибраторов, обратного хода) составляет 55–56 с. В случае необходимости оператор может пустить и остановить электродвигатели механизма опрокидывания при любом положении ротора.

Роторные вагоноопрокидыватели требуют значительного заглубления подбункерного помещения, что удорожает строительную часть приемного устройства, особенно при высоком стоянии грунтовых вод и при тяжелых скальных грунтах. Стремление уменьшить заглубление приемных бункеров привело к созданию боковых вагоноопрокидывателей, которые позволяют располагать приемный бункер выше уровня земли. Схема приемного устройства, оборудованного стационарными боковыми вагоноопрокидывателями, приведена на рис. 1.10. Порядок разгрузки полувагонов боковым вагоноопрокидывателем в основном такой же, как и роторным. По массе, габаритам и установленной мощности электродвигателей приводов роторные вагоноопрокидыватели имеют преимущества по сравнению с боковыми, поэтому последние в настоящее время не выпускаются.

Технические характеристики вагоноопрокидывателей приведены в табл. 1.4. Производительность вагоноопрокидывателей зависит от многих факторов: грузоподъемности выгружаемых полувагонов, фракционного состава топлива, его влажности, смерзаемости. Вагоноопрокидыватель рассчитан на 30 опрокидываний в час, но практически в условиях работы на ТЭС их количество в 2–3 раза меньше.

При эксплуатации вагоноопрокидывателей должны соблюдаться требования МПС о сохранности железнодорожных полувагонов. Необходимо следить за исправностью амортизаторов, обеспечивающих правильную боковую и вертикальную привалку вагона при его опрокидывании.

Для дробления крупных кусков угля на решетках бункеров вагоноопрокидывателей применяются однобарабанные дробильно-фрезерные

Таблица 1.4. Технические характеристики вагоноопрокидывателей

Характеристика	Тип вагоноопрокидывателя		
	трехопорный роторный	четыреопорный роторный	боковой
Производительность (техническая) при вагонах, вагон/ч:			
60 т	30	30	25
93 т	30	30	20
125 т	—	25	—
Угол поворота, град	175	175	170–175
Установленная мощность двигателей, кВт	72	170	200
Габаритные размеры (длина, ширина, высота), м	17 × 8,7 × 8	23,2 × 9,4 × 8,4	25,7 × 10,4 × 12,5
Масса, т	129,6	220	350,5

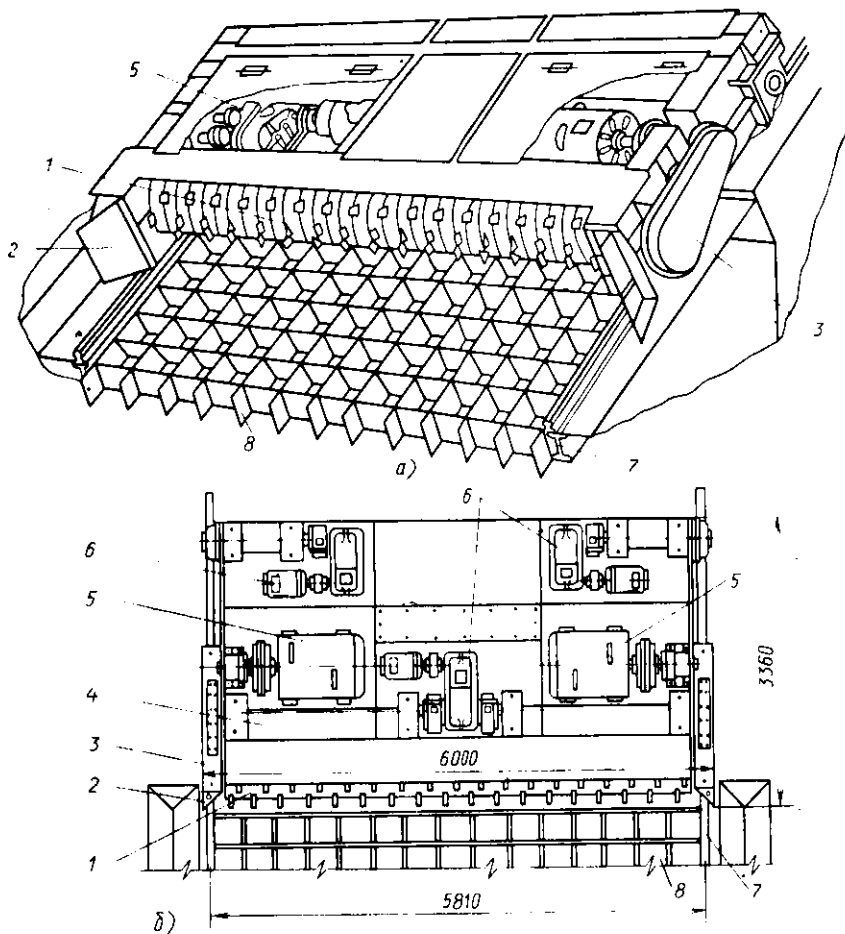


Рис. 1.11. Дробильно-фрезерная машина:

a – общий вид; *б* – вид в плане; 1 – дробильно-фрезерный барабан; 2 – отвал; 3 – редуктор; 4 – рама; 5 – электродвигатель дробильного барабана; 6 – привод механизма передвижения; 7 – рельсовый путь; 8 – решетка приемного бункера

машины (рис. 1.11). В разгрузочных устройствах с трех- и четырехпорными роторными вагоноопрокидывателями применяются соответственно две и три дробильно-фрезерные машины, передвигающиеся по рельсам, уложенным перпендикулярно продольной оси вагоноопрокидывателя. ДФМ дробит уголь на решетке в период от начала поворота порожнего полувагона в исходное положение до установки в ротор следующего груженого полувагона (время рабочего цикла – до 4 мин).

1.5. Размораживающие устройства

По способу подвода теплоты к полувагонам размораживающие устройства подразделяются на конвективные, комбинированные (радиационно-конвективные) и радиационные. Конвективное размораживающее устрой-

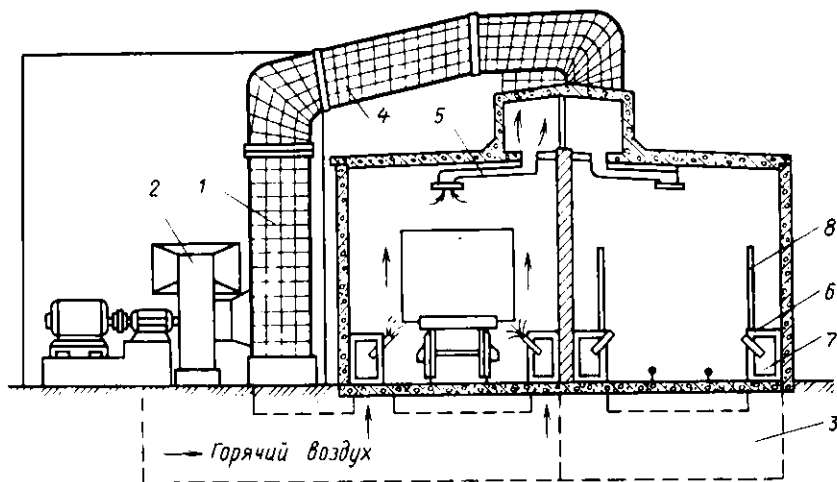


Рис. 1.12. Конвективное размораживающее устройство:

1 – калориферы; 2 – вентилятор; 3 – короб подачи горячего воздуха; 4 – рециркуляционный короб; 5 – патрубок рециркуляции; 6 – нагнетательный патрубок; 7 – нагнетательный короб; 8 – ограничительная стенка

ство (рис. 1.12) состоит из машинного отделения, в котором размещены паровые калориферы, вентиляторы, приборы управления и автоматики, и из нескольких крытых секций, вмещающих ставки из 8, 16 или 20 полувагонов. Горячий воздух нагнетается вентиляторами в бетонные короба, расположенные в размораживающем устройстве по обе стороны железнодорожного пути, и через вмонтированные в них патрубки подается под днища полувагонов. Из тепляка охлажденный воздух по рециркуляционному коробу поступает на всас вентиляторов. На каждую секцию устанавливают один вентилятор.

При разогреве топлива не должна превышать температура, допустимая для конструкций полувагона. Так, элементы тормозной системы не должны нагреваться до температуры более 55°C , а буксовый узел на роликовых подшипниках – до 80°C .

В конвективных размораживающих устройствах максимальная плотность теплового потока у стенок полувагонов, которая может быть достигнута при допустимой температуре и приемлемой скорости обтекания, не превышает $600\text{--}800\text{ Вт/м}^2$. Поэтому время разогрева вагонов в них довольно велико – 2–3 ч при температуре наружного воздуха -15°C .

В комбинированных размораживающих устройствах (рис. 1.13) по стенкам, на потолке и внизу между рельсами размещаются обогреваемые паром трубчатые излучатели. Они представляют собой сварную конструкцию из двух коллекторов и соединяющих их радиационных труб. Сзади к излучателям со стороны потолка и стен крепятся отражательные алюминиевые листы. Калориферы не предусмотрены. На кровле размораживающего устройства установлены вентиляторы. Они забирают воздух из верхней части размораживающего устройства и подают его в проходящие вдоль стен короба, откуда через сопла горячий воздух направляется на

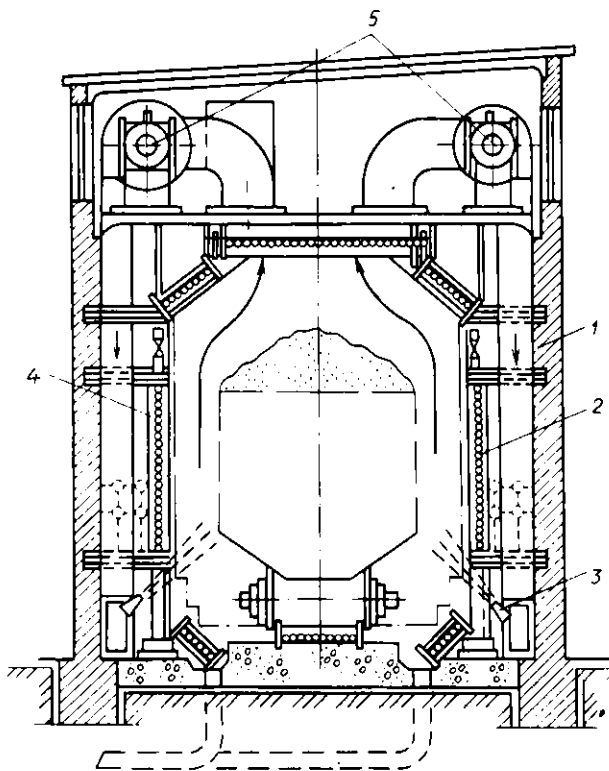


Рис. 1.13. Комбинированное размораживающее устройство:

1 — здание размораживающего устройства; 2 — трубчатые излучатели; 3 — сопла; 4 — металлический экран; 5 — вентилятор

днище и стенки полувагона. У каждой секции размораживающего устройства делается самостоятельный подвод пара к излучающим панелям и самостоятельная система циркуляции воздуха. Длительность разогрева вагонов со смерзшимся углем в радиационно-конвективных размораживающих устройствах в 2–2,5 раза меньше, чем в размораживающих устройствах конвективного типа.

В зависимости от климатических условий размораживающие устройства выполняются тупиковыми или проходными.

На ряде электростанций сооружены конвективные размораживающие устройства, в которых в качестве теплоносителя используются продукты сгорания жидкого или газообразного топлива, сжигаемого в отработавших летный моторесурс реактивных авиационных двигателях. Эти размораживающие устройства представляют собой полуоткрытые сооружения, располагаемые непосредственно на путях надвига полувагонов на вагоноопрокидыватель таким образом, чтобы расстояние между торцом размораживающего устройства и зданием вагоноопрокидывателя не превышало 6 м. Вместимость таких размораживающих устройств составляет четыре — шесть четырехосных полувагонов. Среднее время размор-

разжигания слоя топлива толщиной 3–5 мм по периметру поперечного сечения кузова полувагона равно 20–30 мин. Капитальные затраты на сооружение размораживающих устройств с реактивными двигателями незначительны, пусковые операции просты, что обеспечивает быстрое включение размораживающего устройства в работу.

К недостаткам таких размораживающих устройств относятся небольшой срок службы авиадвигателей, значительные расходы на топливо и необходимость специальных мер по борьбе с шумом и загазованностью. Поэтому их целесообразно применять при непродолжительном (1–2 мес в году) периоде использования в качестве временных или дополнительных к основным теплкам.

На некоторых зарубежных ТЭС топливо в полувагонах с металлическими стенками размораживают в радиационных размораживающих устройствах с газовыми и электрическими излучателями. В газовых излучателях сжигается газ в пористой керамической пластине, нагревая поверхность ее, обращенную к полувагону, до 700–800 °С. Электрические излучатели выполняют в виде спиралей или ламп инфракрасного излучения. Плотность теплового потока в таких радиационных размораживающих устройствах на порядок больше, чем в конвективных, и время разогрева вагонов не превышает 15–20 мин.

Расчет размораживающего устройства. Требуемая вместимость размораживающего устройства и время разогрева полувагонов зависят от расхода топлива на электростанции, характеристик угля, климатических условий района и ряда других факторов.

Количество устанавливаемых в размораживающем устройстве полувагонов (вместимость) определяется по формуле

$$n = \frac{B (\tau_p + \tau_m) k}{q}, \quad (1.1)$$

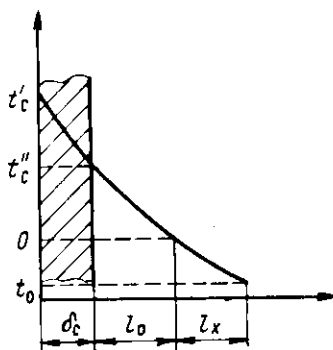
где B — часовой расход топлива электростанцией, т/ч; τ_p — время разогрева одной ставки полувагонов, ч; τ_m — время маневровых работ (на установку и вывод из размораживающего устройства одной ставки полувагонов), ч; k — коэффициент неравномерности подачи железнодорожных полувагонов на ТЭС; q — усредненная грузоподъемность полувагона, т. Для двухпутного комбинированного размораживающего устройства может быть принято $\tau_p = 1,5$ ч и $\tau_m = 0,5$ ч.

При разогреве топлива в размораживающих устройствах его температура непрерывно изменяется и теплообмен происходит при нестационарном режиме. Процесс распространения теплоты в слое влажного топлива сопровождается не только молекулярным, но и молярным переносом теплоты, что сильно усложняет математическое описание процесса теплообмена.

Во ВТИ была разработана приближенная методика теплового расчета размораживающего устройства с эмпирическими соотношениями, полученными на основании экспериментальных данных.

В размораживающем устройстве теплота $Q_{ст}$ расходуется на нагрев стенки полувагона, Q_1 — на нагрев и размораживание слоя топлива толщиной l_0 , Q_2 — на нагрев более удаленных слоев с условной толщиной l_x ,

Рис. 1.14. Распределение температуры в стенке вагона и слое размораживаемого топлива



на границе которой изменение температуры топлива к моменту окончания разогрева не превосходит $0,1^\circ\text{C}$ (рис. 1.14).

Расход теплоты, $\text{Вт}/\text{м}^2$, на нагрев стенки полувагона

$$Q_{\text{ст}} = c_{\text{ст}} \rho_{\text{с}} \delta_{\text{с}} [(t''_{\text{с}} - t_0) + (t'_{\text{с}} - t''_{\text{с}})/(1 + n_{\text{с}})], \quad (1.2)$$

где $c_{\text{ст}}$ — удельная теплоемкость материала стенки, $\text{кДж}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C})$; $\rho_{\text{с}}$ — плотность материала стенки, $\text{кг}/\text{м}^3$; $\delta_{\text{с}}$ — толщина стенки, м; $t'_{\text{с}}$ и $t''_{\text{с}}$ — температура стенки на наружной и внутренней сторонах, $^\circ\text{C}$; t_0 — начальная температура стенки и топлива, $^\circ\text{C}$; $n_{\text{с}}$ — коэффициент, учитывающий кривизну температурной кривой в стенке полувагона. В частности, при прямолинейном распределении температуры $n_{\text{с}} = 1$.

Для металлической стенки $t''_{\text{с}} \approx t'_{\text{с}}$ и второй член в квадратных скобках равен нулю. При нагреве и размораживании слоя топлива толщиной δ_0 на нагрев топлива от температуры t_0 до 0°C расходуется теплота $Q_{\text{н}}$, на таяние льда — $Q_{\text{л}}$, на разогрев влажного топлива от 0°C до температуры $t''_{\text{с}}$ — $Q_{\text{р}}$:

$$Q_1 = Q_{\text{н}} + Q_{\text{л}} + Q_{\text{р}}; \quad (1.3)$$

$$Q_{\text{н}} = \rho_{\text{н}} \delta_0 c_{\text{смер}} (0 - t_0); \quad (1.4)$$

$$Q_{\text{л}} = \rho_{\text{н}} \delta_0 \cdot 335 (W^{\text{р}} - W^{\text{б}})/(100 - W^{\text{б}}); \quad (1.5)$$

$$Q_{\text{р}} = \rho_{\text{н}} \delta_0 c_{\text{раз}} (t''_{\text{с}} - 0)/(1 + n_{\text{т}}), \quad (1.6)$$

где $\rho_{\text{н}}$ — насыпная плотность топлива, $\text{т}/\text{м}^3$; $c_{\text{смер}}$ — удельная теплоемкость топлива при температуре ниже 0°C

$$c_{\text{смер}} = c_{\text{сух}} \frac{100 - W^{\text{р}}}{100} + c_{\text{в}} \frac{W^{\text{б}} (100 - W^{\text{р}})}{100 (100 - W^{\text{б}})} + c_{\text{л}} \frac{W^{\text{р}} - W^{\text{б}}}{100 - W^{\text{б}}}; \quad (1.7)$$

$W^{\text{р}}$ и $W^{\text{б}}$ — рабочая и безопасная влажность топлива, %; $c_{\text{сух}}$, $c_{\text{в}}$, $c_{\text{л}}$ — удельная теплоемкость соответственно сухого топлива, воды и льда, $\text{кДж}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C})$; $c_{\text{раз}}$ — удельная теплоемкость топлива при температуре выше 0°C , $\text{кДж}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C})$; $n_{\text{т}}$ — коэффициент, учитывающий кривизну температурной кривой в слое топлива толщиной δ_0 .

Расход теплоты на разогрев более удаленных слоев с условной толщиной $\delta_{\text{х}}$

$$Q_2 = \rho_{\text{н}} \delta_{\text{х}} c_{\text{смер}} (0 - t_0)/(1 + n_{\text{смер}}), \quad (1.8)$$

где $n_{\text{смер}}$ — коэффициент, учитывающий кривизну температурной кривой в слое смерзшегося топлива толщиной δ_x . В табл. 1.5 приведены необходимые для расчета величины, найденные при оптимальной интенсивности теплового потока.

Таблица 1.5. Величины, определенные при оптимальной интенсивности теплового потока

Величина	Материал стенки	
	Дерево	Сталь
	Толщина стенки, мм	
	40	4
	Теплопроводность, Вт/(м · К)	
	0,20	46
Коэффициент, учитывающий кривизну температурной кривой:		
n_c	1,20	—
n_T	1,20	1,25
$n_{\text{смер}}$	1,15	1,20
Отношение среднего теплового потока к начальному	0,60	0,65
Отношение толщины разогретого слоя к размороженному l_x/l_0	3,0	2,85
Температура на внутренней стороне стенки, °С	$t_c'' = t_c' - 50$	$t_c'' = t_c'$

Длительность разогрева смерзшегося топлива в вагонах со стальными стенками в несколько раз меньше, чем в вагонах с деревянными стенками.

1.6. Бункера топливоподачи

Бункера — это емкости для кратковременного хранения топлива, сглаживающие неравномерность его поступления и расходования. По производственному назначению бункера подразделяются на следующие типы: приемные бункера разгрузочных устройств и склада, бункера котельной. Запас топлива в бункерах котельной позволяет периодически останавливать механизмы топливоподачи для ревизии, очистки и ремонта. Различают геометрический и полезный объемы бункера. Последний зависит не только от его геометрической формы и размеров, но также от значения угла естественного откоса топлива, образующегося при загрузке топлива в бункер.

Полезная вместимость приемных бункеров под вагоноопрокидывателем принимается не менее вместимости 1,5—2 полувагонов; при доставке топлива в саморазгружающихся полувагонах — не менее общей макси-

мальной вместимости всех вагонов, одновременно разгружаемых над бункером. Полезная вместимость бункеров сырого угля котельной принимается из расчета не менее 8-часового запаса для АIII и каменных углей (по АIII), 5-часового запаса для бурых углей и сланцев, 3-часового запаса для торфа.

На отечественных электростанциях бункера чаще всего выполняются в виде прямоугольной призмы в верхней части (собственно бункер) и усеченной пирамиды в нижней (воронка) с симметричным расположением выходного отверстия. Обычно выходные отверстия бункеров квадратные или прямоугольные. Под выходными отверстиями ставят затворы, которые в большинстве случаев служат для отключения бункеров во время ремонта и чистки находящихся под ними механизмов.

Прямоугольная форма бункеров сырого угля котельной позволяет полностью использовать пространство бункерно-деазраторной этажерки. За рубежом широко применяются бункера цилиндрической формы, достоинство которых состоит в том, что их стенки работают только на растяжение, в то время как у бункеров прямоугольного сечения стенки работают как на растяжение, так и на изгиб.

Бункера выполняют металлическими или железобетонными. Основное требование к конструкции бункеров состоит в том, чтобы обеспечивалась беспрепятственная подача (истечение) из бункера топлива с любыми физическими свойствами, потому что, например, даже кратковременное прекращение выдачи топлива нарушает работу мельницы.

Для углей I группы по сыпучести, не подвергшихся слеживанию, характерна так называемая гидравлическая форма истечения из бункера, при которой одновременно движется весь объем топлива без образования застойных зон и воронок. Топливо остальных групп, особенно влажное и плохосыпучее, налипает на стенки бункеров и может завестись. Зависание топлива начинается с углов бункера, где уголь слеживается и практически не используется, поэтому внутренние грани углов бункеров закругляются или перекрываются плоскостью. Склонностью к зависанию в бункерах обладают практически угли всех марок, но особенно угли III и IV групп по сыпучести.

При истечении сыпучих топлив над входным отверстием бункера постоянно образуются динамические своды. При свободном истечении они непрерывно разрушаются давлением вышележащих слоев. При уменьшении размеров выходного отверстия устойчивость сводов увеличивается, и при некоторой высоте образуется устойчивый свод и истечение топлива из бункера прекращается.

При выдаче топлива из заполненного бункера в нем движется только слой, расположенный над входным отверстием, — кратерная форма истечения (рис. 1.15). По мере освобождения бункера в образовавшуюся над выпускным отверстием воронку сыпается топливо из соседних неподвижных слоев. В завершающей фазе топливо сползает по наклонным стенкам нижней части к выходному отверстию.

Рассмотренный характер движения наблюдается у влажных и сухих топлив практически независимо от их гранулометрического состава. Если на первой стадии угол наклона стенок и состояние их поверхности

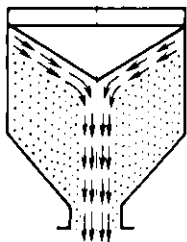


Рис. 1.15. Кратерная форма истечения угля из бункера

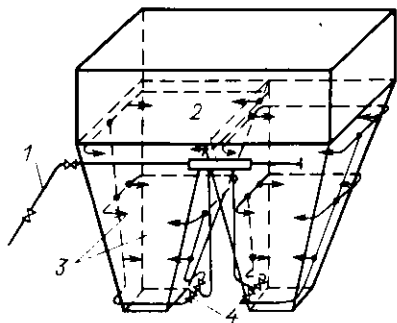


Рис. 1.16. Схема пневмообрушения топлива в бункере:

1 – подвод сжатого воздуха; 2 – ресивер; 3 – сопла; 4 – запорная арматура

не могут оказывать значительного влияния на движение топлива, то в последней фазе эти факторы приобретают решающее значение.

Угол наклона стенок приемных бункеров разгрузочных устройств с вагоноопрокидывателями и пересыпных бункеров принимается для антрацитов, каменных углей и сланцев не менее 55° , для торфа и бурых углей 60° , для высоковлажных углей – не менее 70° . Стенки бункеров разгрузочных устройств и склада топлива должны выполняться с обогревом. Угол наклона стенок бункеров сырого угля котельной и размеры их выходных отверстий принимаются: 60° и не менее 1,1 м во всех направлениях – для углей с нормальными сыпучими свойствами (угол естественного откоса не более 60°); 65° и не менее 1,6 м во всех направлениях – для углей с ухудшенными сыпучими свойствами (угол естественного откоса больше 60°); 70° и не менее 1,8 м во всех направлениях – для шлама, промежуточного продукта и других углей, имеющих угол естественного откоса более 70° .

Бункера сырого угля и торфа котельной снабжаются пневмообрушителями. В качестве таких устройств чаще всего применяется "стреляющее" сопло, разрыхляющее зависшее топливо кратковременно подаваемой под давлением 0,5–0,8 МПа струей сжатого воздуха. При этом возникает ударный эффект и уголь осыпается. Кратковременность подачи воздуха обусловлена тем, что эффект обрушения проявляется только в первый момент, пока не произошло резкого падения давления воздуха. Поэтому важно выбрать соответствующую запорную арматуру, обеспечивающую подачу воздуха в пределах 1–2 с.

Сопла устанавливаются в углах бункеров в несколько ярусов с расстоянием между ними по высоте 1,5–2 м (рис. 1.16) и располагаются под углом 20° к стенке бункера. Обрушение проводят, начиная с нижнего яруса, с промежутками времени, требуемыми для восстановления давления сжатого воздуха в коллекторе.

Менее распространен способ обрушения с помощью надувных резиновых подушек, устанавливаемых в местах наиболее вероятного образования сводов и зависания угля. Недостаток этого способа состоит в локальности воздействия и уязвимости системы – выход из строя даже одной подушки приводит в неработоспособное состояние всю систему обрушения топлива для данного бункера.

Определенный эффект может дать установка вибраторов, но для этого следует их устанавливать или на "ложной стенке", в качестве которой используется свободно подвешенный в бункере стальной лист, или на подбункере, прикрепленном к бункеру на пружинных подвесках. Зона воздействия вибраторов на топливо в бункере невелика, и к тому же вибрация может привести к дополнительному уплотнению угля при сводообразовании и отрицательно сказывается на прочности строительных конструкций бункера.

Существуют также механические способы обрушения с помощью вращающихся цепей или штанг, грузов на тросе, барабанов с винтовыми лопастями и пр. Общий их недостаток — наличие движущихся элементов, возможность поломок и попадания в результате этого металла в систему пылеприготовления.

Топливо в бункерах сырого угля и сланца должно периодически, через каждые 7—10 сут, сбрасываться до минимально допустимого уровня. Во время эксплуатации бункеров их емкость используется обычно не полностью и примерно половина топлива в бункере, прежде всего по его периметру, находится без движения. Периодическое сбрасывание топлива в бункерах предотвращает его слеживание, создает условия для более эффективной работы "стреляющих" сопел.

1.7. Топливные склады

Топливные склады выполняются открытыми. Закрытые склады допускаются для электростанций, расположенных в больших городах в условиях стесненной территории, а также (при специальном обосновании) в отдаленных северных районах. Склад, организуемый для планового и долговременного хранения топлива в целях обеспечения электростанции топливом при длительных задержках в его доставке, называется резервным складом или резервной частью склада. Склад, организуемый для систематического выравнивания расхождения в количестве прибывающего на электростанцию топлива и подаваемого в данный момент в бункера котельной, называется расходным.

Резервные и расходные склады угля располагаются на территории электростанции поблизости от главного корпуса и могут совмещаться на одной площадке. В этом случае из-за нечеткой границы между ними значительная часть резервного склада переходит в разряд расходного. На таких совмещенных складах хранить топливо необходимо в соответствии с нормами, установленными для резервных складов.

Вместимость складов угля и сланцев принимается, как правило, равной 30-суточному расходу топлива. Для электростанций, удаленных от угольных разрезов или шахт на расстояние 41—100 км, она может приниматься равной 15-суточному расходу, а на расстояние до 40 км — 7-суточному расходу. Если электростанция проектируется с учетом расширения, то должна предусматриваться и возможность расширения склада.

Резервные склады торфа размещаются вне территории электростанции.

Склад торфа может быть удален от территории электростанции на расстояние до 5 км. Резервный запас торфа предусматривается на 15-суточный расход. Хранить торф на резервном складе более 2 лет не реко-

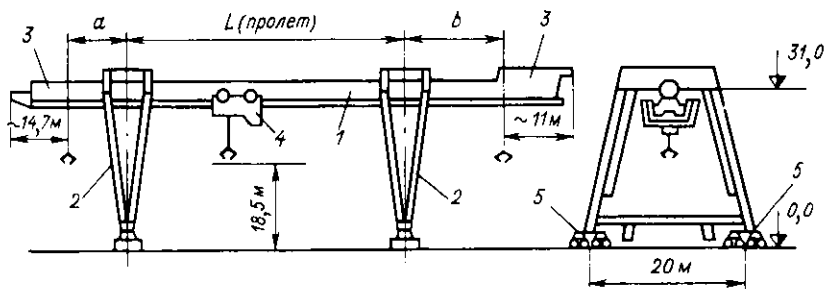


Рис. 1.17. Кран-перегрузатель:

1 — мост; 2 — нога; 3 — консольные выступы; 4 — тележка с грейфером; 5 — ездовые рамы

мендуется. Расходный склад торфа располагают в непосредственной близости от топливоподачи, и вместимость его в соответствии с противопожарными нормами не должна превышать 5 тыс. т, а на пристанционном резервном складе 60 тыс. т.

Компоновка топливных складов определяется системой их механизации, выбираемой в каждом конкретном случае на основании технико-экономического обоснования с учетом климатических условий района размещения электростанций, часового расхода и качества топлива.

На угольных складах проектируемых электростанций должны применяться механизмы непрерывного действия (роторные погрузчики, штабелеукладчики) на гусеничном или рельсовом ходу с максимальной автоматизацией их работы, мощные бульдозеры в комплексе со штабелеукладчиками или конвейерами необходимой длины. Машины непрерывного действия не резервируются. Другие складские механизмы, кроме бульдозеров, резервируются одним механизмом.

До 70-х годов склады топлива в основном оснащались оборудованием циклического действия. Широко применялись мостовые грейферные краны-перегрузатели. Склад с мостовым перегружателем представляет собой площадку прямоугольной формы, расположенную между двумя подкрановыми путями крана-перегрузателя, в пределах которой закладывается на хранение основная масса топлива.

Кран-перегрузатель (рис. 1.17) состоит из моста, установленного на двух опорах (одна жесткая, другая гибкая либо обе жесткие). Консоли моста позволяют крану подавать уголь на склад и выдавать его со склада. Краны-перегрузатели имеют пролет 60 или 76,2 м. Первые из них имеют ковш вместимостью 7,5 м³ и производительность до 400 т/ч, а вторые — 12 м³ и до 700 т/ч. Выход грейфера в наружные от опор стороны может быть следующим:

Пролет крана L , м ..	76,2;	60							
Выход a , м	5,2;	11,1;	17,0;	22,9;	28,0;	5,2;	17,0		
Выход b , м	17,0;	17,0;	17,0;	17,0;	22,9;	17,0;	17,0		

На ряде электростанций установлены краны, у которых мост и опоры выполняются не из ферм, а из труб, что существенно уменьшает парусность конструкции. Масса кранов-перегрузателей составляет 800—1000 т.

Для тяжелой конструкции крана-перегрузчика необходимо сооружать железобетонные фундаменты под его подкрановые пути, что связано с большим объемом строительных работ и удорожает склад. Один из недостатков кранов-перегрузчиков состоит в том, что существуют ограничения, связанные с климатическими условиями их эксплуатации. Так, при скорости ветра более 15 м/с запрещается передвижение крана; его металлоконструкции не рассчитаны на работу при температурах ниже -40°C .

Широкое распространение на действующих электростанциях получили склады, обслуживаемые бульдозерами. К наиболее существенным недостаткам, связанным с обслуживанием складов бульдозерно-скреперным парком, относятся значительная численность обслуживающего персонала и тяжелые условия работы бульдозеристов.

В последнее время на крупных электростанциях (Экибастусские, Бerezовская ГРЭС-1) устанавливаются роторные погрузочные машины-штабелеры (РПМ), у которых функции штабелеукладчика и роторной погрузочной машины совмещены. РПМ — машина непрерывного действия, имеющая производительность 1500–2000 т/ч и предназначенная для механизации работ по складированию угля в штабель, забору его из штабеля и перемещению в пределах кольцевого склада ГРЭС. РПМ может формировать угольный склад вместимостью до 500 тыс. т без участия бульдозеров.

По склонности к окислению угли разделяются на четыре группы. Характеристики групп и предельные сроки хранения некоторых каменных углей приведены в табл. 1.6. Предельный срок хранения бурых углей составляет 0,4–0,5 года.

Складирование и хранение топлива должны отвечать определенным требованиям, так как от их правильности зависят потери топлива, которые не должны превышать установленных норм (табл. 1.7). Химические потери топлива при хранении не нормируются.

По условиям закладки на хранение угли и сланцы разделяют на две категории: А и Б. К категории А относят топливо, не требующее послойного уплотнения при закладке штабеля (антрациты, полуантрациты всех сортов и каменные угли I и II групп). Категория Б включает топливо, которое необходимо тщательно послойно уплотнять при закладке штабеля (каменные и бурые угли III и IV групп и горючие сланцы). Смеси углей разных категорий относят к категории Б.

Поступающее на склад топливо необходимо укладывать в штабель возможно быстрее, не допуская его саморазогревания в бесформенных кучах. Перед укладкой штабеля площадку под него очищают от остатков старого топлива и мусора, планируют и укатывают. На подготовленном основании создают уплотненную "подушку" из свежего угля толщиной до 0,5 м.

Укладку штабеля начинают с участка, наиболее удаленного от места подачи топлива на склад. Для уменьшения сегрегации и потерь от разветвления не разрешается сбрасывать топливо при закладке штабеля с высоты более 2 м от поверхности. Штабель наращивается слоями. Для углей I и II групп толщина слоя принимается равной 2 м и каждый слой плани-

Таблица 1.6. Группы углей по склонности к окислению и предельные сроки хранения каменных углей

№ группы	Характеристика группы	Бассейн или месторождение	Марка, класс	Срок хранения угля, лет, при вместимости штабеля	
				менее 100 тыс. т	более 100 тыс. т
I	Наиболее устойчивые к окислению, не самовозгорающиеся при хранении	Донецкий Печорский Черемховское	ГР	2	6
			ЖР, ЖШ, ЖСШ, КР	2	
			ДР, ДСШ, ДМСШ	3	
II	Устойчивые к окислению и самовозгорающиеся в редких случаях	Донецкий Кузнецкий	ГМ	1,5	4
			ГР, ТСШ, ТМСШ, ОСР, ССР, ССМ	1,5	
		Экибастузский Карагандинский	ССР	1,5	
			КР, КГР, КМСШ, КСМ, ЖР, КЖР, ОСР	1,5	
III	Средней устойчивости к окислению и самовозгоранию	Донецкий Кузнецкий	ДМ, ГР, ГШ, ГСШ, ЖР, КР, ОСР	1,0	3
			ДМ, ГМ, КР, КЖР, ЖР, КР	1,0	
		Кизеловский	ГР, ГСШ, ГМСШ, ЖР	1,0	
IV	Неустойчивые с повышенной активностью к окислению и самовозгоранию	Кузнецкий	Г, ГР, ГШ, ГСШ, ГМСШ	0,7	2
		Печорский	ДР, ДМСШ	0,7	
		Донецкий	ДР, ДСШ, ДМСШ	0,5	

Таблица 1.7. Нормы естественной убыли угля и сланцев на электростанциях, % массы нетто

Вид топлива	Сорт топлива	При разгрузке	При операциях на складе	При хранении в течение года (унос из штабеля)
Каменный уголь, антрацит	Рядовой и смесь рядового с отсевом (мелкий)	0,075	0,15	0,17
	Отсев (мелкий)	0,075	0,20	0,25
	Промежуточный продукт и шлам	0,25	0,20	0,40
Бурый уголь и сланцы	Рядовой и отсев (мелкий)	0,12	0,20	0,35

руется, III группы — 1,5 м и IV группы — 0,5–1,0 м. Каждый слой двух последних групп топлив укатывается. В два верхних слоя штабелей закладывают наиболее мелкое топливо и уплотняют через каждые 0,5 м. Сверху штабель делают слегка выпуклым для стока дождевой воды.

Штабель следует формировать по возможности компактным с наименьшим отношением поверхности к объему. Габариты штабелей не ограничиваются и определяются количеством складываемого топлива и возможностями используемых складских механизмов. Операция выполнения откосов штабеля ответственна и трудоемка. Возможно использование двух способов. При одном из них откосы создаются сначала пологими с такими уклонами, при которых по откосам мог бы безопасно передвигаться бульдозер. Это позволяет одновременно вести планировку и уплотнение как горизонтальных поверхностей штабеля, так и его откосов. Затем откосы наращиваются, начиная с основания штабеля, пока не станут крутыми. Работа бульдозеров и скреперов разрешается на уклонах штабеля, не превышающих при подъеме 22–25°, а при спуске 35°. Поперечный уклон не должен превышать 20°.

При втором способе крутые откосы создаются сразу же, начиная с первых закладываемых слоев топлива. Крутые откосы уплотняют катками, проходя по одному и тому же месту не менее 4 раз. При этом используются два спаренных бульдозера, один из них неподвижен, и на нем крепится направляющий блок, а второй служит в качестве тягового механизма.

За состоянием складов топлива организуются регулярные наблюдения. Склады, где хранятся угли IV группы, должны осматриваться 3 раза в неделю, III группы — 1 раз в неделю, I и II групп — не реже 2 раз в месяц. В период сильных ветров, дождей и при обнаружении очагов самовозгорания топлива на отдельных участках штабеля все склады следует осматривать ежедневно. Внешними признаками самонагревания угля служат влажные пятна на поверхности штабеля, появляющиеся за ночь и исчезающие на солнце, быстрое образование сухих пятен после дождя, проталины в снежном покрове и окрашивание снега, дым над штабелем и запах продуктов окисления топлива.

При появлении признаков самонагревания топлива следует дополнительно уплотнить поверхность штабеля на участке, превышающем в 2–3 раза размеры очага. Если после этого выделение продуктов разложения топлива в виде пара, газа и дыма будет продолжаться, то уголь из очага самовозгорания должен быть выбран и затушен на отдельной площадке склада распыленной водой и вместе со свежим топливом подан в котельное отделение.

Расходование топлива со склада должно проводиться в соответствии с обоснованным графиком его обновления.

2.1. Ленточные конвейеры

В системе топливоподачи ТЭС ленточные конвейеры получили наибольшее распространение. По сравнению с другими типами конвейеров (пластинчатыми, скребковыми, ковшовыми, винтовыми) для них характерны следующие основные достоинства: небольшая масса, значительная единичная длина (до нескольких сотен метров), весьма высокая скорость перемещения топлива, обеспечивающая большую производительность, сравнительно небольшие затраты мощности, эксплуатационная надежность, простота обслуживания и ремонта, возможность автоматизации.

Основные элементы ленточного конвейера (рис. 2.1): опорная металлоконструкция (рама конвейера); гибкая бесконечная лента, служащая одновременно тяговым и грузонесущим органом; приводной барабан с электроприводом; роlikопоры, поддерживающие ленту по длине конвейера; натяжное устройство для ленты.

Топливо поступает на верхнюю (рабочую) ветвь ленты через загрузочное устройство, а разгружается с конвейера специальными разгрузочными устройствами или через приводной барабан конвейера. Кроме того, в состав конвейера входят амортизирующие, центрирующие и переходные роlikопоры, устройства для очистки ленты, тормозные устройства, приборы для контроля и автоматизации и пр.

Ленточные конвейеры выполняют горизонтальными, наклонными или состоящими из горизонтальных и наклонных участков. Угол наклона конвейеров принимается не более 18° для всех видов топлива. В местах загрузки крупнокускового топлива угол наклона конвейеров принимается 12° (допускается 15°).

В трактах топливоподачи ТЭС используются конвейеры с желобчатым поперечным профилем рабочей ветви ленты (рис. 2.1). Для этого применяются желобчатые трехроlikовые опоры с углом наклона боковых ро-

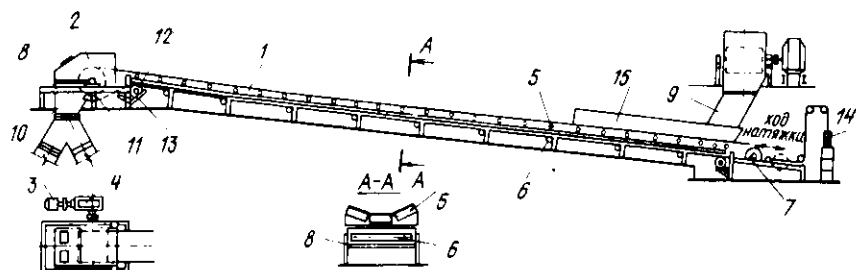


Рис. 2.1. Схема ленточного конвейера:

1 — конвейерная лента; 2 — приводной барабан; 3 — электродвигатель; 4 — редуктор; 5 — верхние роlikопоры; 6 — нижняя роlikопора; 7 — натяжной барабан; 8 — опорная металлоконструкция; 9 — пересыпной короб; 10 — разгрузочная (головная) воронка; 11 — скребок; 12 — отклоняющий барабан; 13 — скребок; 14 — натяжное устройство; 15 — приемный лоток

ликов 30° и более. Для поддержания холостой ветви ленты применяют горизонтальные однороликовые или двухроликовые опоры с углом наклона роликов 10° .

2.2. Питатели

Топливо из бункеров подается на ленточные конвейеры питателями. Наиболее часто применяются ленточные, качающиеся, лопастные и реже пластинчатые питатели. Выбор типа питателя определяется его производительностью, характеристиками топлива, а также компоновочными условиями.

Конструкция *ленточных питателей* такая же, как у ленточных конвейеров, только лента питателя обычно плоская. Рабочая ветвь ленты поддерживается роликами, установленными с шагом 250–500 мм. Холостая ветвь ленты у длинных питателей поддерживается роликами, а у коротких провисает свободно между барабанами. На рабочей ветви ленты питателя устанавливаются неподвижные борта. Расстояние между бортами принимается 0,8–0,85, а высота бортов -- 0,25–0,5 ширины ленты питателя.

Для ленточных питателей применяют ленту шириной 1400–1600 мм, а в местах загрузки питателей устанавливают под лентой металлический лист или барабаны диаметром 400–500 мм, снабженные усиленными подшипниками по сравнению с подшипниками для обычных роликовых опор. Скорость ленточных питателей принимается в пределах 0,05–0,45 м/с. Производительность питателя регулируется очень часто изменением толщины слоя топлива на ленте шибером, монтируемым в месте поступления топлива на ленту, или изменением скорости движения ленты при установке многоскоростного электродвигателя. Производительность ленточных питателей Q , т/ч, рассчитывается по формуле

$$Q = 3600bh\rho_nmv, \quad (2.1)$$

где b — расстояние между бортами, м; h — высота бортов, м; ρ_n — насыпная плотность топлива, т/м³; m — коэффициент использования объема желоба, принимаемый 0,75–0,7; v — скорость ленты, м/с.

Ленточные питатели просты по конструкции и в обслуживании, однако требуют постоянного наблюдения, периодической регулировки винтовыми натяжными устройствами натяжения ленты.

В разгрузочных устройствах со щелевыми бункерами применяются *самоходные лопастные питатели* (рис. 2.2). Под выпускной щелью такого бункера устанавливается стол, и лопастной питатель разгружает топливо по всей длине бункера, передвигаясь вдоль него. Рабочий орган лопастного питателя представляет собой вращающееся на вертикальном валу горизонтальное лопастное колесо, которое сбрасывает топливо со стола бункера на конвейер. Лопастное колесо с приводом смонтировано на тележке, двигающейся по рельсам. Тележка передвигается одновременно с вращением лопастного колеса. Изменение направления движения тележки достигается за счет изменения направления вращения ротора электродвигателя механизма перемещения при помощи концевых выключателей.

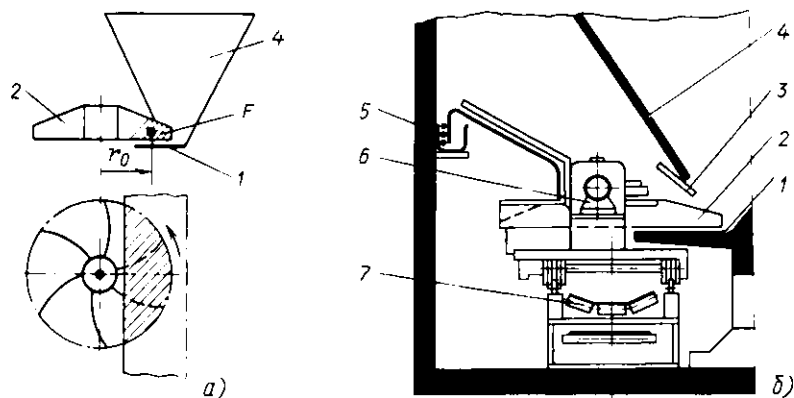


Рис. 2.2. Самоходный лопастной питатель:

a – расчетная схема производительности лопастного питателя; *б* – схема установки лопастного питателя; 1 – разгрузочный стол; 2 – лопастное колесо; 3 – заслонка; 4 – бункер; 5 – троллей; 6 – лопастной питатель; 7 – ленточный конвейер

Производительность, т/ч, лопастного питателя определяется по формуле

$$Q = F \rho_n (376 r_0 n \pm 3600 v_{\text{п}}), \quad (2.2)$$

где F – площадь живого сечения топлива, захватываемого лопастью, м^2 ; ρ_n – насыпная плотность топлива, т/м^3 ; r_0 – расстояние центра тяжести площади живого сечения топлива, захватываемого лопастью, от оси вращения лопастного колеса, м ; n – частота вращения лопастного колеса, об/мин ; $v_{\text{п}}$ – скорость поступательного движения питателя, м/с .

Знак плюс берется, когда направление хода тележки питателя совпадает с направлением окружной скорости лопастного колеса, а знак минус – при несовпадении этих направлений.

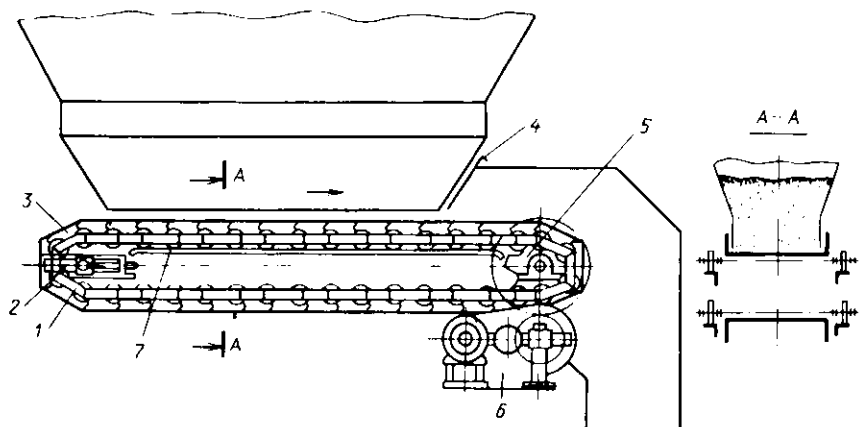


Рис. 2.3. Схема пластинчатого питателя:

1 – тяговые цепи; 2 – натяжное винтовое устройство; 3 – настил; 4 – заслонка; 5 – приводные звездочки; 6 – редукторный привод; 7 – направляющие для цепей

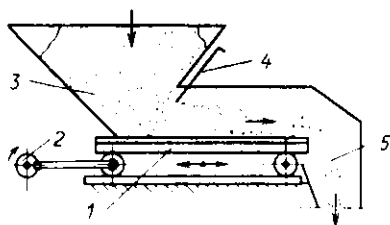


Рис. 2.4. Схема качающегося питателя:

1 — лоток; 2 — шатунно-кривошипный механизм; 3 — приемная воронка; 4 — заслонка; 5 — загрузочный рукав

Для выдачи топлива из бункера на кранах-перегрузателях, которыми оборудованы склады топлива, применяются, как правило, *пластинчатые питатели*. Питатель состоит из рамы, верхних и нижних опорных роликов, рабочего полотна, ведущего вала со звездочкой, натяжного устройства, электродвигателя и редуктора (рис. 2.3). Рабочее полотно выполнено из отдельных пластин-звеньев, отлитых из износостойкой стали. Для регулирования производительности питателей их приводы укомплектованы четырехскоростными электродвигателями.

Пластинчатые питатели имеют большую металлоемкость, значительный износ ходовой части, повышенный расход электроэнергии. При защемлении между пластинами прочных кусков, например колчедана, возможна поломка пластин. Пластинчатые питатели используются для перегрузки топлива с очень крупными кусками.

Под приемными бункерами выдачи топлива со склада устанавливаются *качающиеся питатели*. Они представляют собой горизонтальный или наклонный (с наклоном вниз) лоток, опирающийся на опоры и совершающий возвратно-поступательное движение (рис. 2.4). При прямом ходе лотка лежащий на нем слой топлива увлекается в сторону движения трением. При этом из бункера на лоток в образовавшееся под отверстием свободное пространство поступает некоторое количество топлива, заполняя его. При обратном ходе топливо частично ссыпается через переднюю кромку лотка в разгрузочный рукав. Производительность качающихся питателей регулируется перестановкой задвижки и изменением хода лотка.

На зарубежных ТЭС под бункерами угля на тракте топливоподачи нашли широкое распространение вибрационные питатели.

2.3. Дробилки и грохоты

Топливо на электростанции дробится в одну стадию, если размер куска не превышает 25–30 мм, и в две стадии, если куски крупные (первая ступень грубого, а вторая тонкого дробления). Дробилки грубого дробления устанавливают в начале тракта топливоподачи в приемно-разгрузочном устройстве, а дробилки тонкого дробления — перед подачей топлива в главный корпус электростанции.

Для грубого дробления топлива используют дробильно-фрезерные машины, дискозубчатые и валковые зубчатые дробилки, а для тонкого дробления — молотковые. Важнейшие показатели работы дробилок — кратность дробления, т.е. отношение размеров кусков топлива на входе в дробилку и выходе из нее, а также удельный расход электроэнергии на дробление.

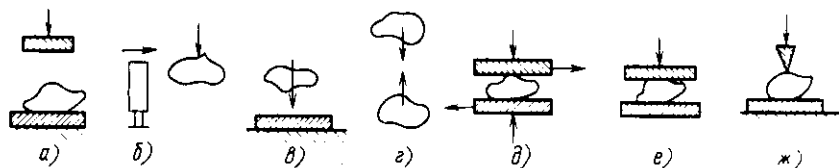


Рис. 2.5. Способы измельчения топлива:

а – г – удар; д – истирание; е – раздавливание; ж – раскалывание

В дробилках топливо измельчается ударом, истиранием, раздавливанием, раскалыванием (рис. 2.5). В конкретной конструкции дробилки обычно преобладает один из этих способов, а остальные могут присутствовать в том или ином сочетании с ним. Например, в молотковых дробилках основной способ измельчения – удар (по схемам б, в, г), а вспомогательный – истирание.

В корпусе *дискозубчатой дробилки* (рис. 2.6) вращаются навстречу друг другу два горизонтальных ротора, представляющих собой валы с насаженными на них и жестко закрепленными дисками с зубьями – рабочими элементами дробилки. Поступающие в дробилку куски топлива захватываются зубьями, раскалываются и разламываются ими и измельченные выбрасываются в разгрузочную воронку. Каждый ротор дискозубчатой дробилки снабжен собственным клиноременным приводом от отдельного электродвигателя. Ступица приводного шкива соединена с заклиненной на валу втулкой через предохранительный штифт. При нагрузках выше предельной штифт срезается, а электродвигатели отключаются. Частота вращения ведущего ротора на 15% больше частоты вращения ведомого. Это улучшает захват и дробление кусков топлива. Технические характеристики дискозубчатых дробилок приведены в табл. 2.1.

Дискозубчатым дробилкам присущ ряд недостатков: при попадании больших кусков топлива, породы и особенно металла зубья нередко ломаются; дробилки пропускают много крупных кусков, не разламывая их; влажное и многозольное топливо усиленно замазывает дробилки. Удельный расход электроэнергии на дробление топлива в дискозубчатых дробилках составляет 0,1 кВт · ч/т.

Таблица 2.1. Технические характеристики дискозубчатых дробилок

Показатель	Тип дробилки	
	ДДЗ = 1250×1000	ДДЗ = 1250 ×1800
Производительность, т/ч	700	1200
Диаметр ротора (по выступам зубьев), мм	1250	1250
Длина ротора (рабочая), мм	1000	1800
Частота вращения ротора, об/мин:		
ведущего	200	200
ведомого	170	170
Наибольший размер загружаемых кусков, мм	900	900
Размер продукта дробления, мм	До 250	До 250

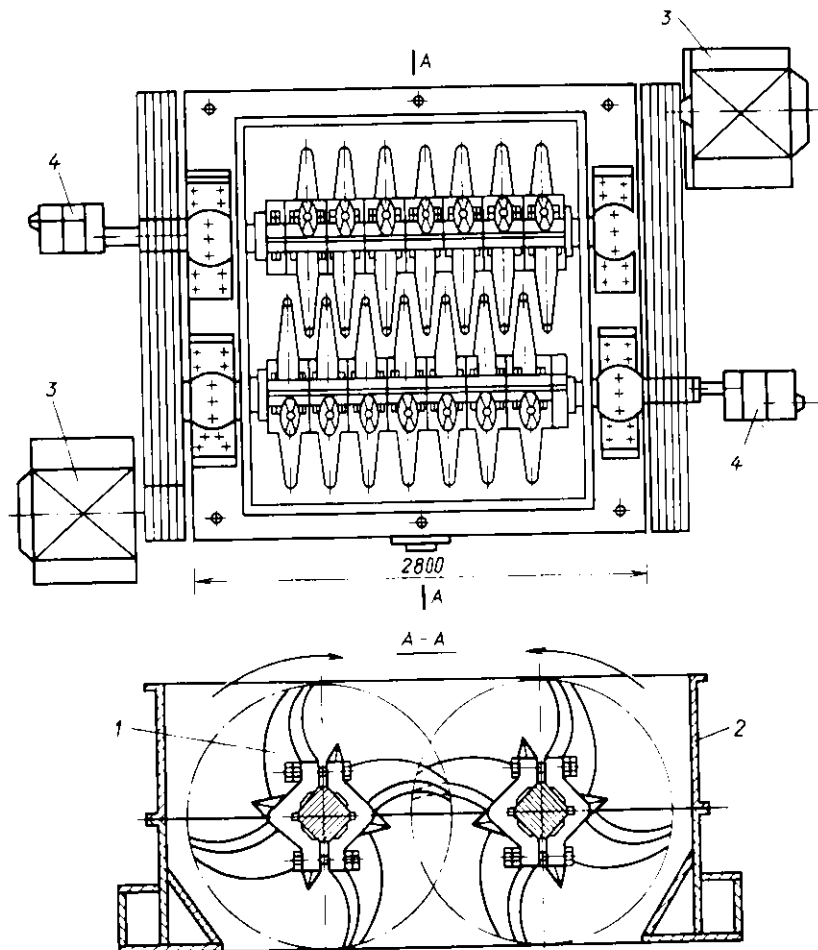


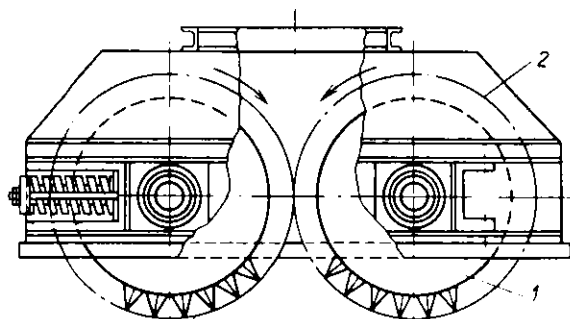
Рис. 2.6. Дискозубчатая дробилка:

1 — ротор; 2 — корпус; 3 — электродвигатель; 4 — механическое реле оборотов

Валковые зубчатые дробилки (рис. 2.7) выполняются с двумя горизонтальными параллельно расположенными и вращающимися навстречу друг другу цилиндрическими валками с зубьями на их рабочей поверхности. Подшипники вала одного из валков могут смещаться в горизонтальном направлении по специальным салазкам с мощными пружинными амортизаторами. Топливо в дробилку поступает сверху непосредственно на вращающиеся валки, силой трения затягивается между валками, раздавливается ими и раскалывается зубьями. При попадании вместе с топливом твердой породы или кусков металла подвижный валок отжимается от неподвижного, что предохраняет дробилку от поломок. Производительность валковой зубчатой дробилки марки ДДЗ-16 составляет 650 т/ч при крупности дробленого топлива до 200 мм и

Рис. 2.7. Валковая зубчатая дробилка:

1 — валок с зубьями;
2 — корпус дробилки



1000 т/ч при крупности дробленого топлива до 300 мм. Диаметр валков 1600 мм, рабочая длина 2000 мм, частота вращения 41 об/мин, регулировка щели между валками — до 440 мм, мощность электродвигателя 320 кВт, общая масса дробилки — около 11,5 т, удельный расход электроэнергии 0,15–0,3 кВт · ч/т, кратность дробления в валковых дробилках невелика и не превышает 3–5. Производительность валковой зубчатой дробилки $B_{др}$, т/ч, можно определить по формуле

$$B_{др} = A\pi D_B n (L\delta - f)\rho_{каж} k_{до}, \quad (2.3)$$

где A — коэффициент пропорциональности; D_B — диаметр валка, м; n — частота вращения валков, об/ч; L — длина валка, м; δ — размер щели между валками, м; f — площадь, занимаемая зубьями в щели, м²; $\rho_{каж}$ — кажущаяся плотность топлива, т/м³; $k_{до}$ — коэффициент размоловоспособности.

Молотковая дробилка выполняется, как правило, с одним ротором (рис. 2.8), который представляет собой вал с насаженными на него дисками. На некотором расстоянии от центра дисков равномерно по окружности пропущено несколько осей и на них между дисками свободно подвешены молотки (била) — основные рабочие элементы дробилки. В корпусе дробилки находятся отбойная плита, отбойный брус и две колосниковые решетки, одна — выдвижная, другая — поворотная. Топливо подается в дробилку сверху через загрузочную горловину.

При вращении ротора молотки ударяют по кускам падающего топлива, разбивают их и отбрасывают с большой скоростью на отбойную плиту, при ударе о которую куски также разрушаются, а окончательное дробление в форме истирания и раздавливания происходит, когда топливо оказывается между отбойным брусом и молотками, а затем между молотками и колосниковыми решетками. Для того чтобы удар молотка пришелся по куску топлива, необходимо, чтобы высота молотка h , м, была больше пути, проходимого куском топлива за время t , за которое ротор молотковой дробилки повернется на угол, соответствующий шагу между билами, т. е. должно соблюдаться неравенство $h \geq st$, где s — скорость, приобретаемая куском топлива при высоте его свободного падения, м/с:

$$s = \sqrt{2gh_k};$$

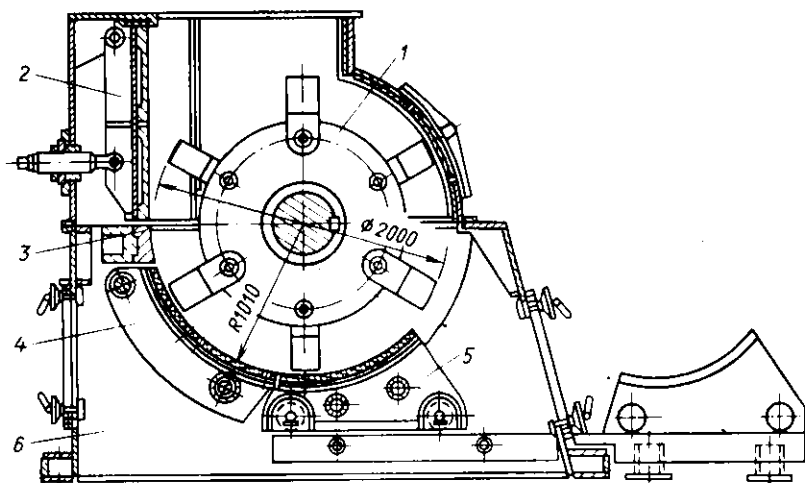


Рис. 2.8. Молотковая дробилка:

1 – ротор; 2 – отбойная плита; 3 – отбойный брус; 4 – поворотная колосниковая решетка; 5 – выдвижная колосниковая решетка; 6 – корпус

g – ускорение свободного падения, м/с^2 ; h_k – высота падения куса топлива, м ; $\tau = \pi D / z u = 60 / z n$; D – диаметр внешней окружности, описываемой молотками, м ; z – число молотков по окружности диска; u – окружная скорость молотков, м/с ; n – частота вращения ротора дробилки, об/мин . Обычно принимается

$$h = 60 \sqrt{2gh_k / zn}. \quad (2.4)$$

Это соотношение позволяет выбрать необходимые параметры молотковой дробилки.

Угол наклона отбойной плиты можно менять с помощью винтовых механизмов. Отбойный брус перемещается в направляющих также с помощью винтовых механизмов. Зазор между ротором в его рабочем состоянии, отбойным брусом и колосниковыми решетками должен регулироваться по мере износа молотков и поддерживаться равным примерно 10 мм.

Молотки, отбойная плита и брус, а также колосниковые решетки быстро изнашиваются. Для повышения срока службы молотки должны изготавливаться из стали твердых марок с термической обработкой. Их рабочие поверхности наплавляются износостойкими (например, марганцовистыми) сталями. После износа рабочих кромок молотков с одной стороны их поворачивают на 180° . Длительность непрерывной работы молотков составляет примерно 700 ч. Отбойные плиты и брус футеруются сменной броней. Технические характеристики молотковых дробилок приведены в табл. 2.2.

При дроблении высоковлажного топлива колосниковые решетки быстро замазываются, топливо налипает на стенки дробилки, она заваливается

Таблица 2.2. Технические характеристики молотковых дробилок

Показатель	Тип дробилки		
	М13-16 В	М20-20 Г	М20-30 Г
Производительность, т/ч	150–200	600–800	900–1200
Диаметр ротора, мм	1300	2000	2000
Длина рабочей части ротора, мм	1600	2000	3000
Частота вращения ротора, об/мин	735	595	595
Наибольший размер загружаемых кусков, мм	400	600	600
Размер выходящих кусков, мм	До 10	До 15	До 15
Габаритные размеры дробилки, мм (длина x ширина x высота)	2400x2740x1900	4535x3800x3100	5270x3800x3100
Масса без электродвигателя, кг	12 550	41 200	53 800
Мощность электродвигателя, кВт	200–250	800	1250
Частота вращения электродвигателя, об/мин	*	595	595

* Оговаривается в заказе-наряде.

топливом и ее производительность резко снижается. Дробилку приходится останавливать и чистить вручную.

Для улучшения условий работы молотковых дробилок мелкий уголь отсеивается устанавливаемыми перед ними грохотами и поток этого угля направляется на конвейер, минуя дробилку. Наиболее распространены грохоты в виде наклонных веерообразных неподвижных решеток с продольными щелями.

Топливо по грохоту должно проходить самотеком, поэтому угол наклона решеток принимается 50–55°, меньшее значение относится к менее влажному и незамазывающемуся топливу. Веерообразность решеток (с расширяющимися вниз щелями) создает лучшие условия для отсеивания мелочи, и решетки меньше забиваются и замазываются топливом. В верхней части решеток зазор принимается равным 15–35 мм (меньшее значение для хорошо сыпучих топлив), а в нижней – 0,6 нижнего размера.

2.4. Металлоуловители

Во время добычи и при транспортировке топлива в него попадают металлические предметы (магнитные и немагнитные), которые, проходя по топливному тракту станции, могут повреждать оборудование (питатели, конвейерные ленты, дискозубчатые и молотковые дробилки, среднеходные и быстроходные мельницы), поэтому желательно избавляться от них в самом начале тракта. Магнитные предметы удаляются из топли-

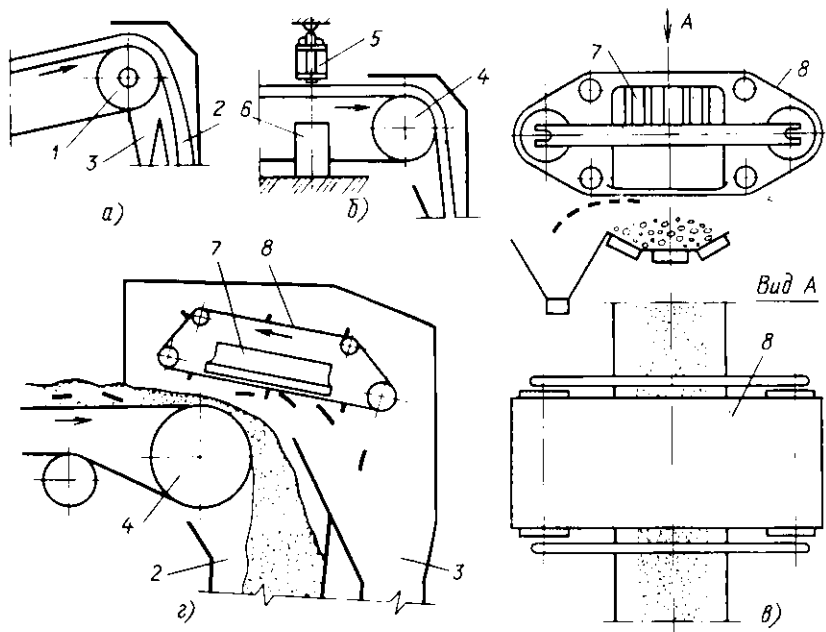


Рис. 2.9. Типы металлоуловителей:

а – шкивный; *б* – подвесной; *в* – саморазгружающийся, установленный над конвейерной лентой; *г* – саморазгружающийся, установленный у приводного барабана; 1 – шкивный магнитный сепаратор; 2 – пересыпной короб для топлива; 3 – короб для металла; 4 – приводной барабан конвейера; 5 – подвесной электромагнит; 6 – бункер для металла; 7 – грузовой электромагнит; 8 – лента конвейера-очистителя

ва шкивными и подвесными магнитными сепараторами с питанием обмоток возбуждения постоянным током напряжением 110–220 В.

Шкивные магнитные сепараторы устанавливают вместо приводных барабанов ленточных конвейеров (рис. 2.9, *а*). Магнитную систему шкивного сепаратора размещают внутри вращающегося барабана. Двигаясь на ленте вместе с топливом, магнитные предметы попадают в магнитное поле сепаратора и притягиваются к барабану. Существенное влияние на извлечение и разгрузку магнитных предметов оказывает скорость движения ленты конвейера: при малых скоростях (менее 1,25 м/с) ухудшается отрыв извлеченных магнитных предметов в зоне разгрузки, а при больших (более 2 м/с) снижается извлекающая способность шкивов. Частота вращения шкивного сепаратора – не более 50–60 об/мин, удельный расход энергии 0,01–0,02 кВт · ч/т угля. Ориентировочная толщина слоя транспортируемого угля на ленте конвейера составляет не более 170–300 мм.

При работе шкивных сепараторов вместе с металлом сбрасывается в отдельную точку и много топлива, особенно с плохой сыпучестью.

Подвесные электромагнитные сепараторы типа ЭП1М и ЭП2М устанавливаются на ленточных конвейерах с лентой шириной 650–1600 мм,

со скоростью движения не более 2 м/с (рис. 2.9, б). Высота подвески сепараторов над конвейерной лентой — не более 160–180 мм. Основные их недостатки: небольшая мощность и недостаточная подъемная сила для улавливания крупных и потому наиболее опасных для оборудования предметов, малая предельно допускаемая толщина слоя угля на конвейере, возможность продольного пореза конвейерной ленты при улавливании длинных металлических предметов.

Более совершенны *подвесные саморазгружающиеся электромагнитные сепараторы* типа ЭПР-120В и ЭПР-160В. Они устанавливаются на ленточных конвейерах с шириной ленты соответственно 1000–1200 и 1400–1600 мм со скоростью движения не более 4,5 м/с. Магнитные предметы притягиваются к электромагниту, а затем разгрузочной лентой разгружаются в специальный бункер. Разгрузочная лента приводится в движение от электропривода, смонтированного на общей раме магнитного сепаратора. Привод разгрузочной ленты включается автоматически по сигналу металлоискателя, установленного перед сепаратором. Саморазгружающиеся сепараторы устанавливаются над лентой конвейера или в узле пересыпки над приводным барабаном ленточного конвейера (рис. 2.9, в, г).

Немагнитные металлические предметы могут удаляться из потока топлива устройствами механического типа, срабатывающими по сигналу металлоискателя и сбрасывающими в бункер вместе с частью топлива металл. Накопившееся в бункере топливо отделяется от металла и возвращается в тракт топливоподачи.

На ряде зарубежных электростанций отделение металла, породы и других посторонних предметов от топлива совмещают с дроблением последнего в дробилках, состоящих из размещенного внутри уплотненного кожуха дырчатого барабана, на внутренней боковой поверхности которого установлены в шахматном порядке специальные пластины. При вращении барабана куски топлива и металла захватываются этими пластинами, поднимаются, и уголь, падая, дробится до размера отверстий в барабане. Металл и порода перемещаются к выходу дробилки и выбрасываются из нее.

2.5. Щепоуловители

Для удаления из потока топлива посторонних неметаллических предметов (древесины и других предметов) на тракте топливоподачи устанавливаются специальные устройства — щепоуловители.

Для улавливания длинномерных предметов используются роликовые наклонные грохоты. Они устанавливаются у приводных барабанов (питающих разгрузочного устройства или ленточных конвейеров) и представляют собой два-три прямых ролика, каждый из которых подвешен на самостоятельных качающихся (шарнирных) подвесках — тягах (рис. 2.10). Ролики установлены со смещением по высоте и располагаются относительно потока топлива таким образом, что длинномерные предметы при сходе с приводного барабана попадают на ролики и скатываются по ним в отдельную емкость. Свободная подвеска роликов устраняет возможность забивания такого грохота большими кусками угля, а также

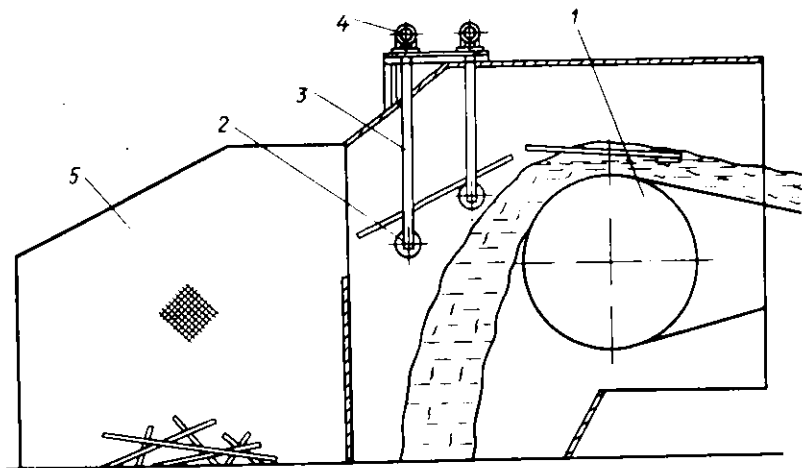


Рис. 2.10. Устройство для улавливания длинномерных предметов:

1 – приводной барабан конвейера; 2 – ролик; 3 – подвеска; 4 – вал в подшипниках; 5 – ящик для уловленных предметов

замазывание его влажным и глинистым топливом. Улавливание мелкой щепы организуют на тракте топливоподачи после молотковых дробилок или в системах пылеприготовления. В последнем случае между мельницей и сепаратором пыли или на течке возврата от сепаратора устанавливаются щепоуловители разных типов, часто в виде неподвижных решеток.

2.6. Установки для отбора и разделки проб топлива

Для определения технико-экономических показателей работы электростанции необходимо контролировать качество сжигаемого топлива. С этой целью проводится отбор представительной пробы топлива, ее разделка, сокращение и анализ. Основное требование заключается в том, чтобы обеспечивалось полное соответствие отобранной пробы среднему качеству сжигаемого топлива.

Это достигается при полной механизации и автоматизации процесса отбора и разделки проб топлива. Механические пробоотборники размещаются обычно на топливоподающем тракте в узле пересыпки с конвейеров второго подъема (после дробильного корпуса) на конвейеры бункерной галереи.

В узле пересыпки устанавливается наиболее распространенный *пробоотборник ВТИ* с заводным механизмом и ковшом-высекателем (рис. 2.11). Пробоотборный элемент находится внутри кожуха приводного барабана конвейера и подвешен на рычагах к валу. На валу сидит кривошип, а с ним соединен шток специального заводного механизма, который приводится от электродвигателя через редуктор и цепную передачу. Вал периодически (с заданной частотой) поворачивается на угол 52° . Ковш-высекатель пересекает при этом поток топлива, падающий с кон-

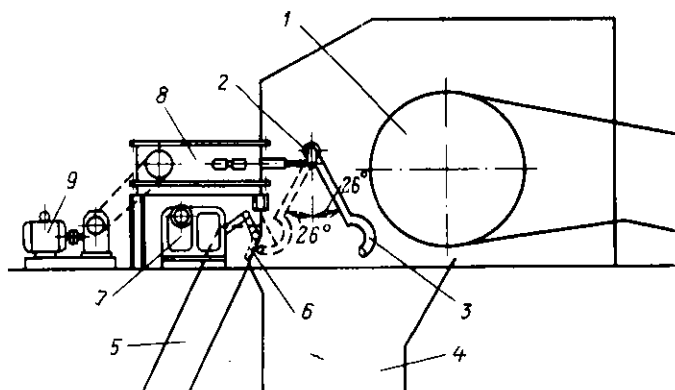


Рис. 2.11. Пробоотборник системы ВТИ:

1 – приводной барабан конвейера; 2 – вал отбирающего элемента; 3 – ковш-высекатель; 4 – пересыпной короб; 5 – короб первичных проб топлива; 6 – заслонка приемного отверстия течи; 7 – привод заслонки; 8 – заводной механизм; 9 – привод заводного механизма

вейерной ленты в пересыпную течку, забирает порцию топлива и забрасывает ее в приемную течку первичных проб. Перед отверстием приемной течи установлена автоматически действующая заслонка: за 10–30 с до срабатывания пробоотборника она открывается, а после заброса порции топлива закрывается в течение такого же промежутка времени. Заслонка не допускает самопроизвольного попадания в отобранную пробу частиц топлива и пыли из потока и гарантирует сохранение влажности средней пробы.

Ковш-высекатель имеет параболический профиль, ширина раскрытия его принимается, как правило, равной 100 мм, глубина 65 мм. При влажном топливе ковш-высекатель должен быть изготовлен из нержавеющей стали. По течке отбора порции топлива поступают в накопительный бункер, вместимость которого соответствует суточной пробе с запасом 25% ее массы. Снизу бункер перекрыт шибером, который открывается при разделке пробы. Накопленная в бункере первичная проба в разделочной установке измельчается, и ее масса сокращается до лабораторной.

Разделочная установка представляет собой агрегат, состоящий из питателя, молотковой дробилки и двухступенчатого порционера-сократителя. При открытии расположенного под бункером шибера топливо питателем подается в дробилку, где измельчается до размеров фракции 0–3 мм. Затем в порционере-сократителе измельченное топливо перемешивается и отдельные порции пробы (лабораторной) собираются в специальные сосуды, в которых проба поступает на анализ в химическую лабораторию. Избыток топлива возвращается на конвейер.

2.7. Обеспыливание тракта топливоподачи

При разгрузке и транспортировке топлива, пересыпке его с конвейера на конвейер и при дроблении, при загрузке бункеров сырого угля и других операциях с топливом на тракте топливоподачи возникает пыление. Потоками воздуха пыль распространяется по тракту топливоподачи, и ее концентрация в воздухе может достичь пожаро- и взрывоопасных значений.

Топливная пыль вредна для здоровья обслуживающего персонала. Наиболее неблагоприятны для организма человека пылевые частицы размером 0,5–5 мкм, легко проникающие в легочную ткань. Концентрация угольной пыли в воздухе производственных помещений не должна быть более 10 мг/м³. Пыль вызывает также повышенный износ оборудования, а уборка пыли в помещениях топливоподающего тракта требует значительных трудовых затрат. Эффективное обеспыливание – основное средство, предупреждающее пожарную опасность, профессиональные заболевания, износ технологического оборудования, потери сырья и т.д.

Сильно пылят пересыпные узлы, течи (особенно после дробилок) и приемные лотки. Транспортируемое топливо эжектирует воздух, нагнетает его в приемные лотки конвейеров и тем самым создает в них избыточное статическое давление (до 4 Па). Роторы дробилок создают при вращении вентиляторный эффект, и избыточное давление в приемных лотках после них увеличивается до 6–8 Па. Пыль может выбиваться также за счет кинетической энергии падающих частиц.

При пересыпке топлива с конвейера на конвейер падающее топливо увлекает вниз запыленный воздух и вверху течек создается разрежение (до 2 Па), а внизу – избыточное статическое давление. На участках тракта с разрежением запыленность воздуха низкая, поэтому зону наибольшего избыточного давления в приемном лотке укрытия соединяют трубами рециркуляции с зоной наибольшего разрежения в течке лотка.

Очаги пыления уплотняют. В приемных лотках ленточных конвейеров рекомендуется установка нескольких рядов фартуков, для чего длина лотка увеличивается до 10–12 м. Все узлы пересыпок должны быть оборудованы укрытиями, защищающими от пыления при падении угля с большой высоты. Если одними только уплотнениями не достигаются установленные санитарные нормы, то используется ряд дополнительных мероприятий: аспирация, паро-, гидро- и пенообеспыливание.

Для отсасывания воздуха и создания в лотках разрежения предусматриваются *аспирационные установки*. Они оборудуются центробежными пылевыми вентиляторами и циклонами для одно- и двухступенчатой очистки воздуха от пыли (рис. 2.12). Для одновременного включения конвейера и вентилятора его аспирационной установки их двигатели блокируются.

При парообеспыливании в приемный лоток навстречу потоку топлива через одно или два сопла подается насыщенный пар давлением около 0,5 МПа. Струя пара эжектирует воздух, создает противопоток, направленный по лотку и течке снизу вверх, и таким образом предотвращается пыление из выходного отверстия лотка. Одновременно увлажняются

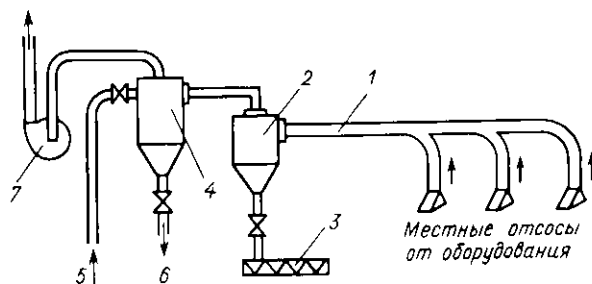


Рис. 2.12. Схема аспирационной установки:

1 — воздушнопылепровод; 2 — циклон; 3 — шнек; 4 — скруббер-циклон; 5 — подвод воды; 6 — выход шлама; 7 — вентилятор

частицы взвешенной пыли. Расход пара на 1 т топлива составляет 0,3–0,4 кг. Достоинства парообеспыливания — простота обслуживания и малые капитальные затраты, недостатки — повышенный коррозионный износ стенок течек и лотков, налипание топлива на увлажненных поверхностях течек, большие потери пара и теплоты.

При гидрообеспыливания создается водяная завеса или туман на пути движения запыленного воздуха и увлажняются взвешенные в воздухе частицы пыли. Вода от производственного водопровода под давлением 0,3–0,4 МПа подводится через фильтры и дозатор к установленным в лотке форсункам. В дозаторе к технической воде добавляется смачиватель, который ослабляет поверхностное натяжение воды, в результате чего частицы пыли лучше смачиваются.

Гидрообеспыливание может применяться как дополнительная мера к аспирационной установке.

Наиболее трудно добиться обеспыливания разгрузочных устройств с вагоноопрокидывателями. Эту проблему не позволяют решить до конца и специальные укрытия над бункером вагоноопрокидывателя с интенсивным отсосом запыленного воздуха. При гидрообеспыливании помещение вагоноопрокидывателей необходимо утеплять.

При пенообеспыливания приемный лоток конвейера заполняется высокократной воздушно-механической пеной, создаваемой специальным пеногенератором (рис. 2.13). За счет большой поверхности пены с высокими связывающими свойствами предотвращается выбивание пыли из лотка. Слой пены толщиной до 20 мм покрывает топливо, и таким образом исключается вторичный очаг пылеобразования.

В насадок пеногенератора под давлением пенораствор и сжатый воздух. Распыленный воздухом пенораствор поступает в диффузор, за которым установлены калибрующие сетки для получения более высокой кратности пены (кратностью пены называют отношение ее объема к объему израсходованного на пенообразование раствора, ее значение составляет 300–800). Пена с мелкими однородными по размерам пузырьками более устойчива по сравнению с полидисперсной пеной. Для ослабления поверхностного натяжения воды в качестве поверхностно-активных веществ используют пенообразователи, являющиеся в основном продук-

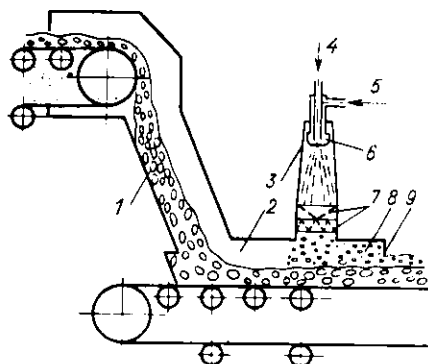


Рис. 2.13. Схема пенообеспыливающей установки:

1 — пересыпной короб; 2 — приемный лоток; 3 — парогенератор; 4 — подвод пенораствора; 5 — подвод сжатого воздуха; 6 — насадок; 7 — калибрующие сетки; 8 — пена; 9 — фартук

тами переработки нефти. Содержание пенообразователя в пенорастворе составляет 5%. Для получения 1 м³ пены расходуется 3—5 л воды и 0,2—0,25 л пенообразователя.

Достоинства способа: эффективное смачивание пыли при сравнительно малых расходах воды, простота использования и исполнения установки. При уборке помещений осевшую пыль смывают водой.

2.8. Учет топлива и весовое хозяйство

Первичные документы по учету топлива на электростанциях: весовая книга, приемные и расходные акты. В весовой книге фиксируется поступление топлива отдельно по каждому его виду. В расходных актах, составляемых ежемесячно, указывается расход топлива и место, откуда оно подавалось в бункера котельной: из приемно-разгрузочного устройства ("с колес") или со склада.

В техническом отчете по эксплуатации электростанции за месяц, год даются суммарные показатели поступления и расхода топлива за отчетный период. Учетные данные проверяются при ежеквартальной инвентаризации топлива. Контрольная инвентаризация проводится в период, когда на складах находится наименьшее количество топлива.

Для расчетов с поставщиками взвешиваются поступающие на станцию вагоны с топливом (порожняк не взвешивается), а для определения технико-экономических показателей работы ТЭС топливо взвешивается на конвейерах перед подачей его в бункера котельной.

При взвешивании рычажными железнодорожными весами вагон должен находиться в статическом состоянии, поэтому основной их недостаток заключается в малой пропускной способности. Более совершенны автоматические электронно-тензометрические весы, взвешивающие движущиеся вагоны без их расцепки с точностью $\pm 1\%$ при скорости движения вагонов до 6 км/ч. Грузоприемное устройство этих весов представляет собой платформу (раму) длиной 7,6 м, подвешенную по четырем углам на маятниковых подвесках к опорным балкам, уложенным на тумбах фундамента. В конструкцию подвесок встроены силоизмерительные тензорезисторные датчики. Воспринимаемая грузоприемным устройством

нагрузка вагонов передается на эти датчики, вырабатывающие электрический сигнал, пропорциональный приложенной нагрузке.

На весах могут взвешиваться четырех-, шести- и восьмиосные вагоны независимо от порядка следования их в составе. Каждый вагон взвешивается в два приема (потележно). Для уменьшения колебаний платформы при начальном наезде колес на правом и левом рельсах весового пути стыки между подходным и платформенными рельсами смещены один относительно другого. В результате одновременного наезда колес одной оси на весовую платформу вынужденные колебания ее резко уменьшаются. Рельсы на весовой платформе лежат на прокладке из транспортной ленты.

Команда на взвешивание поступает от логической схемы управления, к которой подключены путевые датчики, установленные на платформе весов и срабатывающие от колес вагона в тот момент, когда тележка вагона полностью въезжает на платформу, а тележка предыдущего вагона полностью съезжает с нее. Количество путевых датчиков и геометрия их расстановки обеспечивают правильное определение момента взвешивания разных типов вагонов независимо от направления движения состава.

На подходе к весам (с обеих сторон) установлено по два путевых датчика сигнализатора превышения скорости выше допустимой, к выходу которого подключены лампы световых сигналов.

Для взвешивания топлива на ленточных конвейерах используются весы типа ЛТМ. Погрешность при взвешивании последними — не более $\pm 1\%$ при скорости движения конвейерной ленты до 2,5 м/с. Весы устанавливаются на прямолинейном или наклонном участке длиной до 7 м в обе стороны.

2.9. Автоматизация топливоподачи

В системе топливоподачи автоматизируется ряд процессов: пуск механизмов и ленточных конвейеров; процесс загрузки бункеров сырого угля котельной путем автоматического управления плужковыми сбрасывателями; отключение механизмов и ленточных конвейеров подачи топлива в главный корпус по окончании загрузки; останов всех предыдущих по ходу топлива ленточных конвейеров при пробуксовке, обрыве и сходе ленты или забивании течек на последующих ленточных конвейерах; автоматизация удаления металла из транспортируемого топлива; включение вибраторов при застревании угля в узлах пересыпки; пуск и останов аспирационных установок и др. Пуск и останов механизмов топливоподачи необходимо проводить только в определенной последовательности, а их нормальная работа возможна лишь при соблюдении необходимых взаимосвязей между механизмами. Чтобы исключить завалы топливом участков топливоподачи и повреждение оборудования, в системах автоматизации топливоподачи предусматривается группа запретных и защитных блокировок.

К их числу относятся блокировки по запрету пуска механизмов в неправильной последовательности и без предупредительного сигнала о пуске; блокировки, запрещающие пуск тракта при неправильном положе-

нии шиберов; блокировки, обеспечивающие останов всех предшествующих по ходу топлива механизмов тракта при аварийном останове одного из них, при перегрузке конвейера, обрыве и пробуксовке ленты и др.

Оперативное управление механизмами трактов топливоподачи осуществляется с центрального щита управления топливоподачей, управление вагоноопрокидывателями — с местных щитов.

Центральный щит топливоподачи располагается в отдельно стоящем здании. Он снабжается мнемонической схемой, отображающей тракт топливоподачи. В символы механизмов и шиберов на мнемосхеме встраиваются ключи, переключатели и лампы положения. Ключи предназначены для индивидуального управления режимными шиберами. Переключатели служат в качестве индивидуальных аппаратов выбора механизмов, управление которыми ведется по избирательным схемам, и имеют три фиксированных положения: "включение", "отключение" и "перевод на местное управление".

Для проверки правильности выбора механизмов после того как переключатели механизмов повернуты в положение "включение" или "отключение" лампы их сигнализации переводятся на мигающий свет до тех пор, пока не будет подана исполнительная команда и пока она не будет выполнена механизмами. Исполнительная команда "пуск" или "стоп" подается на любую выбранную цепочку механизмов общим на весь щит ключом или кнопками.

При команде "пуск" во всех помещениях, где находятся запускаемые в работу механизмы, включается предпусковая звуковая сигнализация. Длительность пускового сигнала 10–15 с, по истечении этого времени автоматически включается последний по ходу топлива механизм, а остальные механизмы включаются в соответствии с вышеизложенными условиями технологических блокировок.

При команде "стоп" происходит так называемый нормальный останов топливоподачи с предварительным освобождением останавливаемого тракта от топлива. Для этого сначала отключаются головные механизмы — питатели топлива, а остальной тракт продолжает работать в течение времени, необходимого для разгрузки от топлива (8–10 мин). Затем отключаются конечный конвейер и по условиям блокировки все предшествующие этому транспортеру механизмы.

Если необходимо, то с центрального щита можно немедленно остановить любой механизм без освобождения его от топлива. Для этого переключатель нужного механизма переводится в положение "отключение", а затем подается команда "аварийный останов" специальной кнопкой, общей для всех механизмов топливоподачи. Все механизмы на трактах топливоподачи имеют также управление по месту для аварийного отключения и при проведении ремонтных и наладочных работ.

Вспомогательные механизмы — аспирационные установки, вибраторы, магнитные сепараторы, пробоотборники — не имеют дистанционного управления с центрального щита и отключаются под действием блокировок.

Для упрощения системы выбора и уменьшения количества переключателей на щите управления может быть применен так называемый автома-

тический выбор механизмов, основанный на том, что для выбора пути транспортировки топлива достаточно определить головные конвейеры и перевести режимные шиберы и плужковые сбрасыватели на конвейерах в нужное положение; положения всех остальных механизмов после этого определяются однозначно и, следовательно, могут выбираться автоматически.

При автоматизации топливоподачи применяются датчики уровня топлива в бункерах, контроля движения ленты (реле скорости), обрыва, пробуксовки и скоса ленты, контроля наличия слоя топлива на ленте и некоторые другие.

Глава третья

ОСНОВНЫЕ УЗЛЫ И РАСЧЕТ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ

3.1. Конвейерные ленты

Конвейерная лента должна обладать продольной и поперечной прочностью и гибкостью, сопротивляемостью ударным нагрузкам, возможно меньшей массой. В тракте топливоподачи используются конвейерные ленты с резиноканевым послойным тяговым каркасом, с наружными резиновыми обкладками (рис. 3.1, а). Тяговый каркас обеспечивает необходимую прочность ленты и состоит из нескольких тканевых прокладок, соединенных резиновыми прослойками способом вулканизации. Обкладки предохраняют тканевые прокладки от влаги, механических повреждений и истирания топливом. В соответствии с ГОСТ 20-76 в зависимости от условий эксплуатации и назначения изготавливаются резиноканевые ленты пяти типов общего и специального назначения (морозостойкие, теплостойкие, негорючие и др.). Для конвейеров топливоподачи на ТЭС применяют главным образом ленту типа 2Р и 2 общего назначения. Морозостойкой лентой оборудуются конвейеры, подающие топливо на склад и расположенные в неотапливаемых помещениях.

Ассортимент конвейерных лент для трактов топливоподачи включает ленты следующей ширины: 400, 500, 650, 800, 1000, 1200, 1400, 1600 и 2000 мм. Характеристики резиноканевых конвейерных лент приведены в табл. 3.1.

Толщина наружных обкладок рабочей поверхности ленты составляет 3,0, 4,5 и 6,0 мм, а нерабочей поверхности 1 и 2 мм.

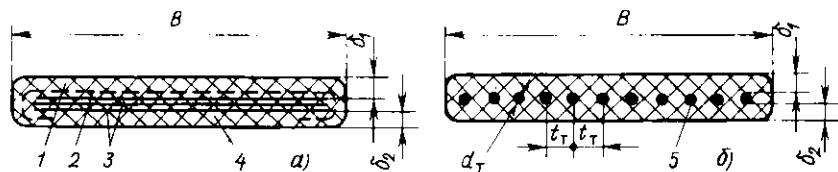


Рис. 3.1. Конвейерные ленты:

а — резиноканевая; б — резиноканевая; 1 — верхняя обкладка; 2 — прокладка; 3 — резиновые прослойки; 4 — нижняя обкладка; 5 — стальные тросы

Таблица 3.1. Характеристики конвейерных лент

Тип ткани тягового каркаса			Прочность ткани по осевой ширине, Н/мм, с учетом капроновых нитей	Толщина тканевой прокладки с резиновой прокладкой, мм	Толщина тканевой прокладки без резиновой прокладки, мм	Толщина набухших обкладок, мм	Масса (расчетная) конвейерных лент, кг на 1 м, при числе тканевых прокладок									
С основной и утком из комбинированных нитей (лавсан, хлопок)	С основной из лавсановых нитей, с утком из капроновых нитей	3					4	5	6	7	8	9	10			
БКНЛ-65	-	-	65	1,4	1,15	3,0/1,0	7,3	8,2	9,1	10,0	10,9	11,8	-	-		
БКНЛ-100	-	-	100	1,6	1,3	3,0/1,0	7,9	9,0	10,1	11,2	12,3	13,4	-	-		
БКНЛ-150	-	-	150	1,9	1,6	4,5/2,0	10,8	11,0	13,0	14,1	15,2	16,3	-	-		
-	-	-	100	1,2	-	3,0/1,0	8,5	10,8	11,1	12,4	13,7	15,0	-	-		
-	ТА-100	-	100	1,2	-	4,5/2,0	11,4	12,7	14,0	15,3	16,6	17,9	-	-		
-	ТК-100	-	100	1,2	-	4,5/2,0	11,1	12,3	13,5	14,7	15,9	17,1	-	-		
-	ТК-150	-	150	1,3	-	6,0/2,0	12,8	14,0	15,2	16,4	17,6	18,8	-	-		
-	ТК-200	-	200	1,4	-	6,0/2,0	13,4	14,8	16,2	17,6	19,0	20,4	-	-		
-	-	ТЛК-200	200	1,4	-	6,0/2,0	14,0	15,6	17,2	18,8	20,4	22,0	-	-		
-	ТА-300	-	300	1,9	-	4,5/2,0	12,0	13,5	15,0	16,5	18,0	19,5	-	-		
-	ТК-300	-	300	1,9	-	6,0/2,0	13,7	15,2	16,7	18,2	19,7	21,2	-	-		
-	-	ТЛК-300	300	1,9	-	4,5/2,0	12,6	14,3	16,0	17,7	19,4	21,1	-	-		
-	А-10-2-3Т	-	300	1,9	-	6,0/2,0	13,4	14,8	16,2	17,6	19,0	20,4	-	-		
-	К-10-2-3Т	-	300	1,9	-	4,5/2,0	11,7	13,1	14,5	15,9	17,3	18,7	-	-		
-	ТА-400	-	400	2,0	-	4,5/2,0	12,3	13,9	15,5	17,1	18,7	20,3	21,9	23,5		
-	ТК-400	-	400	2,0	-	6,0/2,0	14,0	15,6	17,2	18,8	20,4	22,0	23,6	25,5		

Таблица 3.2. Характеристики резинотросовых лент

Параметр	Тип ленты						
	2РТЛ-1500	2РТЛ-1600	2РТЛ-2500	2РТЛ-3150	2РТЛ-4000	2РТЛ-5000	2РТЛ-6000*
Диаметр троса, мм	6,2	4,65	7,5	8,25	10,6	10,6	11,5
Шаг между тросами, мм	9	9	14	14	17	17	18
Прочность ленты, кН/мм ширины	1,5	1,6	2,5	3,15	4	5	6
Максимальное допустимое натяжение на 1 мм ширины ленты, Н/мм	180	190	300	380	450	600	700
Общая толщина ленты, мм	18	18	20,5	24,5	24,7	27	26,5
Расчетная масса 1 м ² ленты, кг/м ²	28	29	37	43	50	53	65
Рекомендуемый диаметр приводного барабана, м	0,8	0,8	1	1,25	1,6	1,6–2	2–2,5

*Ориентировочные данные.

Кроме резинотканевых лент существуют резинотросовые ленты (рис. 3.1, б), которые применяются для конвейеров длиной более 1000 м. Их тяговый каркас выполнен из стальных проволоочных канатиков диаметром 4,2–11,5 мм с латунизированной поверхностью для лучшего сцепления с резиной, уложенных в один ряд параллельно друг другу вдоль ленты. Стальные тросы покрыты с обеих сторон резиной, в которой завулканизированы тканевые прокладки, обеспечивающие прочность ленты в поперечном направлении, стойкость к ударным нагрузкам и каркасность (т.е. необходимую изгибную жесткость в поперечном направлении). Характеристики резинотросовых лент даны в табл. 3.2. Толщина обкладок на верхней и нижней сторонах лент всех типов равна 5,5 мм. Резинотросовые ленты прочные, мало вытягиваются, относительное их удлинение составляет 0,25% при нагрузке, равной 0,1 номинальной прочности ленты.

Концы конвейерных лент соединяют способом горячей вулканизации.

3.2. Роликоопоры

Роликоопоры относятся к основным элементам ленточного конвейера. От их работы во многом зависят долговечность ленты и потребление энергии приводом конвейера.

Роликоопоры должны быть долговечными, удобными при монтаже и эксплуатации, должны обладать малым сопротивлением вращению, способствовать центрированию ленты, обеспечивать ленте необходимую желобчатость и благоприятные условия работы.

По расположению на конвейере различают роликоопоры верхние (для поддержания грузонесущей ветви ленты) и нижние (для поддержания

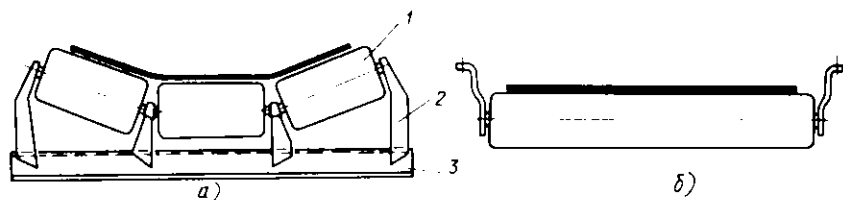


Рис. 3.2. Роликовые опоры:

а - желобчатая трехроликовая опора; *б* - прямая нижняя опора; *1* - ролик; *2* - стойка-кронштейн; *3* - опорное основание

холостой ветви). Роликоопора (рис. 3.2) представляет собой ролик *1*, стойку-кронштейн *2* и опорное основание *3*. Ролик (рис. 3.3) состоит из цилиндрического корпуса *1*, вкладыша *2*, оси *3*, подшипника качения *4*. Корпуса роликов изготавливают из стальных высокоточных электросварных труб диаметром 89, 108, 133, 159, 194, 219 и 245 мм. В роликах диаметром 89, 108, 133 мм устанавливают шариковые подшипники, в роликах диаметром 159 мм — шариковые и роликовые подшипники, а в роликах большего диаметра — только роликовые.

Металлоконструкция, на которой установлены ролики, сварная и крепится к раме конвейера болтами.

По всей длине конвейера для поддержания рабочей ветви ленты устанавливаются желобчатые роликоопоры, а для поддержания холостой ветви — прямые или желобчатые. В отдельных местах конвейера для выполнения дополнительных функций располагают специальные опоры: переходные, размещаемые у приводного барабана, центрирующие, амортизирующие — для смягчения ударов падающих кусков топлива в местах загрузки.

Относительная длина ролика желобчатой трехроликовой опоры составляет примерно 0,38 ширины ленты. Длина ролика холостой ветви ленты принимается на 100, 150, 200 мм больше ширины конвейерной ленты.

Угол установки боковых роликов α выбирается таким, чтобы с учетом возможного поперечного прогиба конвейерной ленты площадь поперечного сечения топлива на ленте F_T была наибольшей. Оптимальные значения $\alpha_{\text{опт}}$ находятся в пределах $25-45^\circ$, где меньшее значение относится

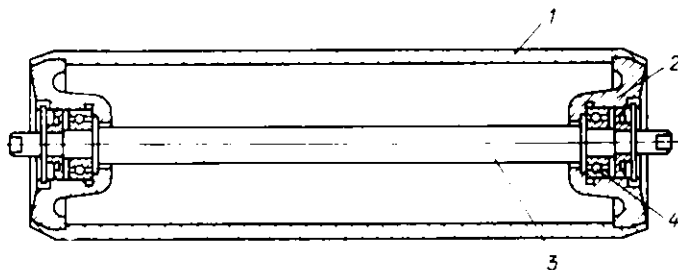


Рис. 3.3. Ролик:

1 - цилиндрический корпус; *2* - вкладыш; *3* - ось; *4* - подшипник качения

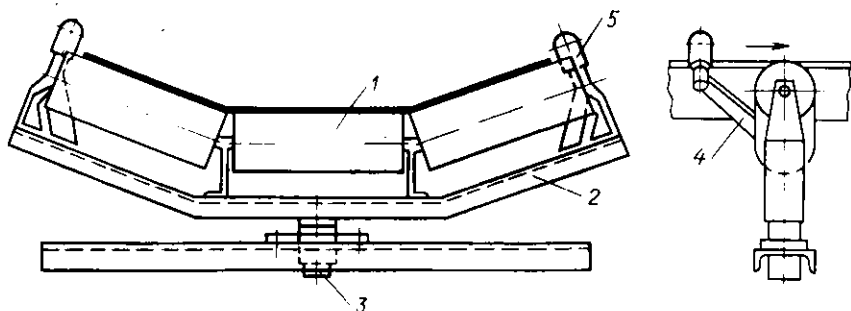


Рис. 3.4. Центрирующая роликоопора:

1 — трехроlikовая опора; 2 — рама; 3 — ось; 4 — рычаги; 5 — вертикальный ограничительный ролик

к более жесткой ленте. На практике угол установки боковых роликов для лент шириной до 1000 мм с основой из хлопчатобумажной ткани принимается равным 20° , а для более эластичных лент с синтетической основой 45° . Последнее значение близко к оптимальному. На конвейерах трактов топливоподачи ТЭС принимают следующий шаг для верхних желобчатых роликовых опор $l_{p.v}$ в зависимости от ширины ленты B :

B , мм	800; 1000; 1200; 1400; 1600; 2000
$l_{p.v}$, мм	1400; 1300; 1200

Для нижних роликоопор принимают шаг $l_{p.n} = 2500 \div 3000$ мм. Шаг между устанавливаемыми опорами под загрузочным устройством принимают $l_{p.z} \leq 0,5l_{p.v}$.

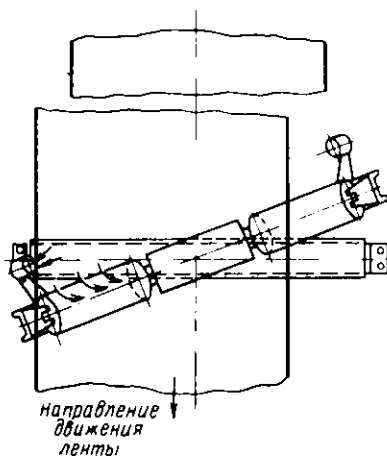
При разработке и эксплуатации конвейеров особое внимание уделяется центрированию ленты относительно оси конвейера. Во время работы конвейера из-за неточностей монтажа роликоопор, стыковки концов ленты, неравномерной вытяжки ее по ширине, несимметричного размещения топлива и других причин лента постоянно смещается в поперечном направлении.

Для автоматического выравнивания хода ленты на конвейерах длиной более 15 м устанавливают центрирующие роликоопоры. На конвейерах длиной до 30 м их устанавливают две, а на конвейерах большей длины — через каждые 20–25 м на рабочей и холостых ветвях ленты и на расстоянии 3–4 м от приводного барабана.

Центрирующая желобчатая роликоопора (рис. 3.4) имеет обычную трехроlikовую опору на раме, которая в определенных пределах поворачивается на вертикальной оси. С обеих сторон рамы на кронштейнах установлены вертикальные ролики, удаленные от кромок ленты на 150–200 мм.

Принцип действия самоцентрирующей опоры заключается в том, что сместившаяся в сторону лента (рис. 3.5) поворачивает опору на некоторый угол в направлении вектора скорости ленты со стороны ее смещения. Эффект действия центрирующей опоры повышается благодаря дополнительным дефлекторным роликам с вертикальными осями. Сместившаяся лента воздействует на дефлекторный ролик с усилением P_d ,

Рис. 3.5. Схема действия самоцентрирующей роликоопоры



что увеличивает момент поворота опоры. Возникающее взаимодействие ленты с роликами повернутой опоры возвращает ленту к середине конвейера из-за несовпадения векторов скорости ленты v и окружной скорости роликов u в точке контакта. Дефлекторные ролики в рассмотренной системе должны находиться по ходу движения ленты перед роли-

ками опоры. Эффективность их действия повышается, если они наклонены на $2-3^\circ$ вперед по ходу движения ленты.

3.3. Приводные станции

Ленточные конвейеры оборудованы фрикционными приводными барабанами, передающими тяговое усилие и движение ленте трением. Основные элементы приводной станции конвейера: приводной барабан, электродвигатель, редуктор. Обязательное условие эффективного действия фрикционного привода состоит в создании в ленте такого предварительного натяжения, чтобы полностью исключалось проскальзывание ленты на барабане.

Теория фрикционного привода основана на решении, полученном Л. Эйлером для неупругой гибкой нити. Впоследствии Н.П. Петров и Н.Е. Жуковский независимо друг от друга рассмотрели взаимодействие блока с гибкой нитью, обладающей определенной упругостью. Идентичный подход к конвейерной ленте при обхвате ею приводного барабана (рис. 3.6) на дуге обхвата α позволил выявить наличие дуги скольжения $\alpha_{ск}$, расположенной со стороны сбегающей ветви, и дуги покоя $\alpha_{п}$, расположенной со стороны набегающей ветви. На дуге скольжения происходит передача движущей силы, и натяжение в ленте изменяется по логарифмическому закону. При повороте вместе с барабаном любого выделенного отрезка ленты его деформация уменьшается благодаря уменьшению натяжения. В результате возникает упругое скольжение ленты по барабану, действующее всегда в сторону большего натяжения независимо от направления вращения барабана. На дуге покоя натяжение и деформация ленты не изменяются. Дуга покоя свидетельствует о необходимом для нормальной работы привода запасе сил сцепления между лентой и барабаном.

Для каждого фрикционного привода соотношение между дугами покоя и упругого скольжения должно быть таким, чтобы лента не пробуксовывала. При полном использовании силы сцепления между натяже-

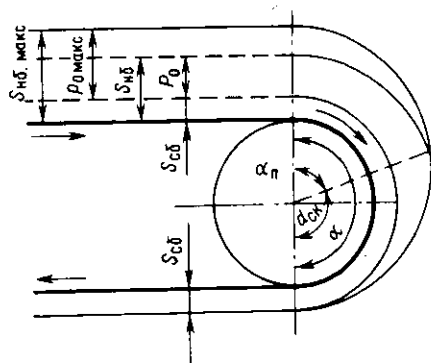


Рис. 3.6. Диаграмма натяжения ленты на приводном барабане

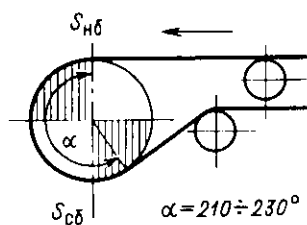


Рис. 3.7. Схемы, обгания лентой приводного барабана ленточных конвейеров с отклоняющим барабаном

ниями в набегающей $S_{нб}$ и сбегающей $S_{сб}$ ветвях ленты существует зависимость

$$S_{нб} = S_{сб} e^{\mu \alpha}, \quad (3.1)$$

где e — основание натуральных логарифмов; μ — коэффициент сцепления ленты с поверхностью барабана; α — угол обхвата лентой приводного барабана, рад. Величина $e^{\mu \alpha}$ характеризует тяговую способность приводного барабана и называется *тяговым фактором*. Максимальное тяговое усилие, которое способен передать приводной барабан без пробуксовки ленты при известном натяжении в сбегающей ветви $S_{сб}$,

$$P_{0 \max} = S_{нб} - S_{сб} = S_{сб} (e^{\mu \alpha} - 1). \quad (3.2)$$

В момент пуска ленточного конвейера в результате действия сил инерции от поступательно движущейся с топливом ленты натяжение в набегающей ветви ленты возрастает, а в сбегающей уменьшается. Диаграмма натяжения в ленте на дуге обхвата при этом изменяется. Для того чтобы была исключена пробуксовка ленты при всех режимах работы конвейера, привод должен иметь коэффициент запаса сцепления $k_c > 1$. С учетом этого допустимое тяговое усилие привода

$$P_0 = S_{сб} (e^{\mu \alpha} - 1) / k_c. \quad (3.3)$$

По допустимому тяговому усилию рассчитывают мощность привода, кВт:

$$N = k_3 P_0 v / \eta_{п}, \quad (3.4)$$

где v — скорость ленты, м/с; $\eta_{п}$ — КПД передач привода; k_3 — коэффициент запаса установочной мощности, равный 1,0–1,2.

Для увеличения тягового фактора применяют футерованные барабаны с повышенным коэффициентом сцепления и увеличивают угол обхвата, используя отклоняющий барабан (рис. 3.7).

Барабаны изготовляют сваркой с обечайкой из листовой стали. По форме обода различают барабаны с цилиндрической и выпуклой (бочко-

образной) поверхностями. Выпуклые барабаны способствуют центрированному ходу ленты, но распределение тяговой силы по ширине ленты и вытяжка ее неравномерны (больше посередине, чем по краям). Для широких лент (1600 мм и более) обычно применяют сварные цилиндрические барабаны. Приводные барабаны, как правило, выполняют с выносными опорами и сферическими самоустанавливающимися подшипниками. Диаметр приводного барабана $D_{б.п}$ выбирают в зависимости от числа прокладок в ленте $i_{лл}$ по условию обеспечения достаточной долговечности ленты, испытывающей на барабане значительные изгибающие напряжения.

Наружные диаметры барабанов имеют следующий ряд типоразмеров (ГОСТ 22644-77): 160, 200, 250, 320, 400, 500, 630, 800, 1000, 1250, 1600, 2000 и 2500 мм (округленный шаг 1,25).

Передаточным механизмом между электродвигателем и приводным барабаном служит редуктор. Применяют главным образом редукторы коническо-цилиндрические и цилиндрические. Редукторы первого типа намного компактнее и потому предпочтительнее. При небольшой мощности привода устанавливают иногда червячные редукторы.

Выходной вал редуктора и вал барабана соединяются обычно зубчатой муфтой, вал двигателя и вал редуктора - муфтой скольжения или упругой муфтой. Применение муфт скольжения способствует удлинению периода разбега при пуске конвейера, а следовательно, уменьшению действующих в этот период динамических нагрузок на ленту, двигатель и передаточный механизм.

Приводы наклонных конвейеров комплектуются тормозами с магнитными или электрогидравлическими толкателями и остановами, служащими для предотвращения самопроизвольного хода грузовой ветви ленты вниз. На длинных горизонтальных конвейерах для сокращения длины выбега при выключении электродвигателя устанавливаются только тормоза.

3.4. Натяжные и отклоняющие устройства

Натяжное устройство создает на приводном барабане постоянное натяжение ленты, достаточное для передачи необходимого тягового усилия, ограничивает провисание ленты между роlikоопорами и компенсирует ее удлинение, возникающее в процессе эксплуатации.

На ленточных конвейерах применяются грузовые и винтовые натяжные устройства (рис. 3.8).

По конструкции различают тележечные (рис. 3.8, а) и рамные (вертикальные, рис. 3.8, б), грузовые натяжные устройства. На топливоподачах наиболее распространены первые из них. Натяжной барабан размещается на тележке, которая при помощи стального каната и отклоняющих блоков связана с грузом и может перемещаться по направляющим вдоль продольной оси конвейера.

Рамное грузовое натяжное устройство устанавливается на холостой ветви ленты в средней части конвейера или непосредственно после приводного барабана (на горизонтальных конвейерах). Оно состоит из двух

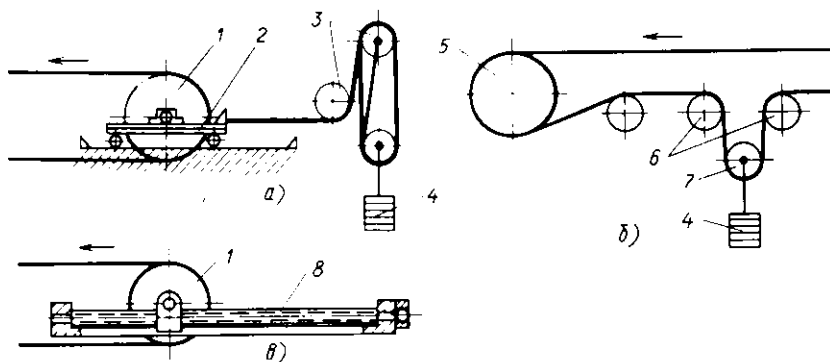


Рис. 3.8. Схемы натяжных устройств ленточных конвейеров:

a — тележечное грузовое; *б* — вертикальное грузовое; *в* — винтовое хвостовое; 1 — натяжной барабан; 2 — тележка; 3 — отклоняющие блоки; 4 — оттягивающий груз; 5 — приводной барабан конвейера; 6 — неподвижные отклоняющие барабаны; 7 — натяжной барабан на подвижной раме; 8 — винт

неподвижных отклоняющих барабанов и одного натяжного на подвижной раме, к которой привешен груз и которая передвигается по вертикальным направляющим. Основные недостатки этих устройств заключаются в том, что под ними собирается много осыпи с холостой ветви ленты, лента перегибается на трех барабанах в разные стороны. Устройства этого типа применяются на реверсивных конвейерах и в тех случаях, когда по компоновочным условиям невозможно применить тележечное устройство.

В винтовом натяжном устройстве (рис. 3.8, в) опоры натяжного барабана могут скользить в продольных неподвижных направляющих и связаны с двумя винтами, при вращении которых происходит смещение барабана и, таким образом, обеспечивается натяжение ленты. Эти устройства компактны, но не обеспечивают стабильного натяжения, требуют периодической подрегулировки, ход натяжения у них ограничен длиной резьбы винтов, поэтому они применяются на коротких конвейерах (до 50 м). При определении создаваемого натяжным устройством усилия вводят ограничения стрелы провеса ленты в местах с наименьшим натяжением в рабочей и холостой ветвях ленты. Минимально допустимое натяжение рабочей ветви ленты

$$S_{\min} = g(q_{\text{л}} + q_{\text{т}})l_{\text{р.р}}^2 / 8f_{\text{макс}}, \quad (3.5)$$

где $q_{\text{л}}$ — масса одного погонного метра конвейерной ленты, кг/м; $q_{\text{т}}$ — масса транспортируемого топлива на одном погонном метре длины конвейера, кг/м; $l_{\text{р.р}}$ — расстояние между рабочими роlikоопорами, м; $f_{\text{макс}}$ — допустимая стрела прогиба рабочей ветви ленты, м:

$$f_{\text{макс}} \leq (0,0125 \div 0,015)l_{\text{р.р}}.$$

Таким образом,

$$S_{\min} = (10 \div 8)g(q_{\text{л}} + q_{\text{т}})l_{\text{р.р}}. \quad (3.6)$$

из трех — пяти роlikоопор для сохранения желобчатости ленты и предотвращения потерь транспортируемого топлива. Роlikоопоры в батарее устанавливают с шагом в 2—2,5 раза меньшим, чем на прямом участке.

Теоретический радиус выпуклого участка ленты на отклоняющей роlikовой батарее R_1 зависит от ширины и типа ленты (ее допускаемого удлинения), угла наклона боковых роlikов, устанавливаемых на криволинейном участке, и натяжения ленты в верхней точке участка:

$$R_{1\text{ мин}} \geq 0,3Bs \cdot na / (\epsilon - \epsilon_s), \quad (3.10)$$

где B — ширина ленты, м; a — угол наклона бокового ролика, град; $\epsilon_s = \epsilon S / S_d$ — относительное удлинение ленты от натяжения в конце выпуклого участка трассы (здесь ϵ — относительное удлинение ленты при допускаемой нагрузке S_d , для резинотканевых лент $\epsilon = 0,02 \div 0,04$, для резинотросовых 0,0025; S — натяжение ленты в верхней точке кривой при установившемся движении).

От горизонтального направления на наклонное лента переходит по кривой свободного провисания, в первом приближении это парабола, однако практически кривая строится по радиусу дуги окружности, который зависит от натяжения ленты, ее массы, угла наклона конвейера, типа ленты и натяжного устройства:

$$R_{2\text{ мин}} \geq S_A k_{п.с} k_2 / (q_L \cos^2 \beta) = S_A k_{п.с} k_2 k_3 / q_L, \quad (3.11)$$

где $R_{2\text{ мин}}$ — минимальный радиус дуги криволинейного участка конвейера, м; S_A — натяжение ленты в высшей точке A участка перегиба при загруженном полностью горизонтальном участке и незагруженном криволинейном и наклонном участках при установившемся движении, Н; $k_{п.с} = 1,2$ — коэффициент увеличения натяжения при пуске конвейера; k_2 — коэффициент, зависящий от типа ленты и натяжного устройства (при грузовом натяжном устройстве и резинотканевой ленте $k_2 = 1,2$, при резинотросовой $k_2 = 1,3$); q_L — линейная сила тяжести ленты, Н/м; β — угол наклона конвейера, град; $k_3 = 1/\cos^2 \beta$.

3.5. Загрузочные, разгрузочные и очистные устройства ленточных конвейеров

Загрузочные устройства ленточных конвейеров — это пересыпные короба вместе с приемными лотками. Конструкция и геометрические размеры коробов должны быть таковы, чтобы топливо не налипало на стенки коробов, не застревало в них, поступало на конвейерную ленту, не смещая ее в сторону, оказывало возможно малое сопротивление движению ленты, чтобы не возникало повреждений и быстрого износа ленты от ударов и истирания падающими кусками топлива. Пересыпные короба выполняются круглыми или прямоугольными со скругленными углами. У круглых коробов высоту переходного участка от прямоугольного сечения к круглому следует принимать такой, чтобы углы наклона стенок перехода были не менее $60\text{--}70^\circ$ и топливо не тормозилось и не налипало в месте перехода. Угол наклона коробов принимается для угля и сланца не менее 60° , а для торфа — не менее 65° . Возможны и большие углы, если

указанные выше оказываются недостаточными. Если топливо обладает плохой сыпучестью, то рекомендуется выполнять стенки коробов с обогревом. Может также оказаться целесообразной установка вибраторов на коробах.

В месте загрузки топлива лента интенсивно истирается, возможны повреждения резиновой обкладки острыми выступами падающих крупных кусков.

Защитить конвейерную ленту от повреждений падающими крупными кусками топлива при хорошей сыпучести топлива можно, установив в нижней части пересыпного короба над лентой стационарную колосниковую решетку, которая воспринимает удары крупных кусков и создает защитный слой на ленте из пропускаемых мелких частиц топлива. В узлах перекрестных пересыпок (после конвейеров от разгрузочного устройства, после конвейера выдачи топлива со склада, в башне пересыпки главного корпуса) устанавливают перекидные шибера с дистанционно управляемым электроприводом.

Для правильного выбора конструктивных размеров загрузочных устройств необходимо знать траекторию свободного падения топлива с разгрузочного барабана конвейера. Полагая, что топливо отрывается от ленты и начинает свободно падать в точке, в которой центробежная сила находящейся на ленте частицы топлива равна радиальной составляющей ее силы тяжести, определяем угол отрыва (рис. 3.10, а) из выражения

$$P \cos \alpha = P v^2 / g R, \quad (3.12)$$

откуда

$$\cos \alpha = v^2 / g R. \quad (3.13)$$

Свободное падение частиц топлива происходит по параболе, уравнение которой в косоугольной системе координат xu (пренебрегая сопротивлением воздуха) находится из выражения

$$x = v t; \quad y = g t^2 / 2, \quad (3.14)$$

откуда

$$y = g x^2 / 2 v^2. \quad (3.15)$$

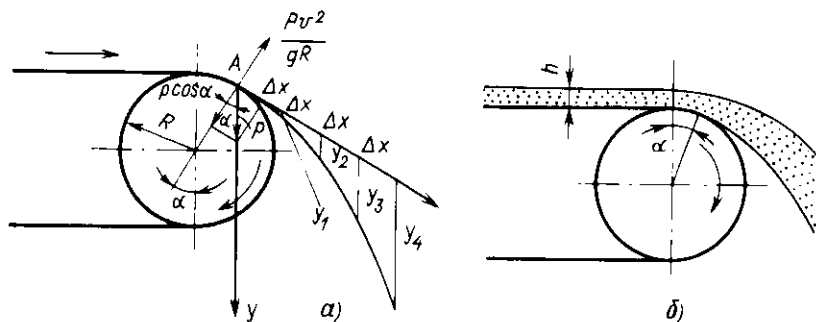


Рис. 3.10. Схемы к построению траектории свободного падения топлива при разгрузке с барабана

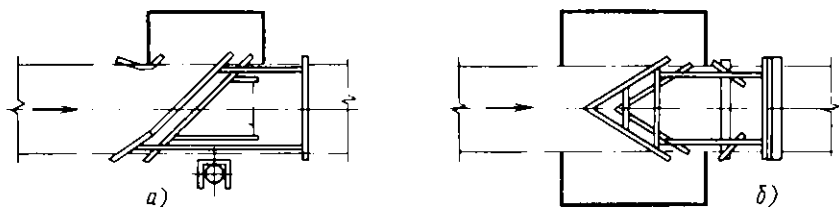


Рис. 3.11. Плужковые сбрасыватели:

а — односторонний; б — двусторонний

Положение точки отрыва и уравнение параболы для частиц топлива, расположенных сверху слоя толщиной h (рис. 3.10, б), могут быть определены аналогичным образом, если в предыдущих уравнениях заменить значение v величиной $v(R+h)/R$.

Траекторию движения частиц топлива с разгрузочного барабана строят следующим образом: в точке А отрыва частиц топлива от барабана проводят касательную к окружности барабана (ось x). На этой линии откладывают равные отрезки Δx ; из точек значений x опускают вертикали, на которых откладывают соответствующие значения $y_1, y_2, \dots, y_n$, рассчитанные по формуле (3.15). Линия, соединяющая концы отрезков, определяет траекторию движения частиц топлива. Такое построение делают для внутреннего и наружного очертаний слоя топлива на ленте.

Для того чтобы поступающие на ленту отдельные куски топлива не падали с нее и для предотвращения распространения пыли в помещении после течек на конвейерах устанавливают приемные лотки. В нижней части к бортам приемных лотков прикрепляют резиновые продольные полосы, соприкасающиеся с лентой и предотвращающие пыление.

Для разгрузки топлива с ленты в необходимом месте на конвейере устанавливают специальные механизмы. На электростанциях нашей страны наибольшее распространение получили простые по конструкции и легко автоматизируемые плужковые сбрасыватели (рис. 3.11). На участке конвейера под плужковым сбрасывателем устанавливаются роликоопоры.

В нерабочем положении плужковый сбрасыватель приподнят и лента с топливом свободно проходит под ним. В рабочем положении он опускается и стоящий первым по ходу топлива предплужник располагается над лентой с зазором 20–30 мм, а плужок, снабженный резиновой полосой на нижней кромке, прижимается к ленте. Топливо, встречаясь с предплужником и скользя по его плоскости, сбрасывается с ленты, а оставшиеся на ленте нижний слой топлива снимается плужком.

По конфигурации плужковые сбрасыватели могут быть плоскими и криволинейными (вогнутыми) — для более плавного схода топлива. По направлению разгрузки различают двусторонние и односторонние сбрасыватели. Первые из них устанавливаются на конвейерах с лентой шириной до 1200 мм, вторые — на более широких.

Поднимаются и опускаются плужковые сбрасыватели с помощью электрических исполнительных механизмов через рычажно-тросовую систему.

Основные недостатки плужковых сбрасывателей — значительные просыпы угля и ограничение скорости ленты конвейера.

Особое значение для надежной работы ленточных конвейеров имеют эффективная очистка ленты приводного и отклоняющего барабанов приводной станции и натяжного барабана.

Для очистки конвейерной ленты применяют очистные одинарные и двойные скребки с рабочим элементом из транспортной ленты, прижимаемые к ленте у приводного барабана противовесом или пружиной.

Очистные устройства размещают таким образом, чтобы прилипшие к ленте частицы топлива сбрасывались в пересыпной короб.

Холостая ветвь ленты очищается скребком плужкового типа, установленным на расстоянии около 1 м от оси отклоняющего барабана у натяжной станции.

Для очистки отклоняющего и натяжного барабанов от налипшего топлива применяют металлические скребки, устанавливаемые по касательной к поверхности барабана.

3.6. Расчет ленточного конвейера

Для расчета ленточного конвейера необходимы следующие исходные данные: расчетная производительность Q , т/ч; схема трассы конвейера и основные его размеры: длина L , необходимый ход натяжки A , высота подъема H , угол наклона β к горизонту; насыпная плотность топлива ρ_n ; наибольший размер типичных кусков d_m ; режим и условия работы конвейера.

Сначала проводят приближенный расчет и предварительно определяют основные параметры конвейера: ширину и максимальное натяжение ленты, мощность привода и др. Затем выполняют уточненный расчет с детальным учетом всех сопротивлений по трассе конвейера и корректируют результаты, полученные в приближенном расчете.

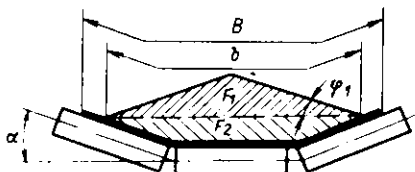
Приближенный расчет. Определение ширины ленты. При транспортировании топлива ширину ленты определяют по максимальной расчетной производительности конвейера. Расположение топлива на ленте определяется профилем сечения рабочей ветви ленты. На ленте, поддерживаемой желобчатыми роликоопорами, общая площадь живого сечения топлива складывается из суммы площадей равнобедренного треугольника F_1 и трапеции F_2 , стороны которой определяются размерами роликов, углом их наклона и углом φ_1 (рис. 3.12).

Расчетная максимальная массовая производительность конвейера $Q_{p.m}$, т/ч, определяется по формуле

$$Q_{p.m} = 3600 F v \rho_n = k_\beta k_\alpha b^2 v \rho_n, \quad (3.16)$$

где F — площадь поперечного сечения топлива на ленте, m^2 ; v — скорость движения ленты, m/c ; ρ_n — насыпная плотность топлива, t/m^3 ; k_β — коэффициент уменьшения сечения топлива на наклонном конвейере; $k_\alpha = 3600F/b^2$ — коэффициент площади поперечного сечения топлива на ленте; $b = 0,9B - 0,05$ — грузонесущая ширина ленты, т.е. ширина, на которой расположено топливо, m ; B — ширина ленты, m .

Рис. 3.12. Схема поперечного сечения топлива на желобчатой ленте



Значения коэффициента уменьшения сечения топлива на наклонном конвейере и коэффициента поперечного сечения топлива на ленте даны в табл. 3.3 и 3.4.

Таблица 3.3. Значения коэффициента k_β

φ_1 , град	Угол наклона конвейера, град				
	1–5	6–10	11–15	16–20	21–24
15	1	0,97	0,95	0,90	0,85
20	1	0,98	0,97	0,95	0,90

Таблица 3.4. Значения коэффициента k_α

φ_1 , град	Угол наклона боковых роликов α , град		
	20	30	45
15	470	550	633
20	550	625	692

Необходимая ширина ленты, м,

$$B = 1,1 \left(\sqrt{Q_{p.m}/k_\beta k_\alpha \nu \rho_H} + 0,05 \right). \quad (3.17)$$

При транспортировании энергетического топлива (кроме торфа) скорость движения ленты конвейера выбирают в пределах 2,0–2,5 м/с. Полученную ширину ленты округляют до ближайшего большего размера, указанного в ГОСТ.

При малой производительности конвейера (до 300 т/ч) проверяют, достаточна ли принятая ширина для того, чтобы топливо не ссыпалось через край ленты, пользуясь при этом соотношением $B \geq 2d_M + 200$, где d_M – максимальный размер куска угля, мм.

Приближенное определение натяжения ленты и мощности привода. Для приближенного определения натяжения ленты и мощности привода находят общее сопротивление при установившемся движении ленты по всей трассе загруженного конвейера (равное тяговому усилию привода) по обобщенной формуле

$$W \approx kL_\Gamma [(q_T + q_L + q_{p.v})\zeta_B + (q_L + q_{p.n})\zeta_H] \pm q_T H, \quad (3.18)$$

где k – обобщенный коэффициент местных сопротивлений на оборотных барабанах, в местах загрузки и других пунктах:

Длина конвейера, м	10	20	30	40	50	100	200	300	500	1 000 и бо- лее
k	4,5	3,2	2,8	2,6	2,4	1,7	1,5	1,4	1,3	1,1

L_r — длина горизонтальной проекции расстояния между осями концевых барабанов конвейера; q_T , q_L , $q_{p.v}$, $q_{p.n}$ — линейные силы тяжести соответственно топлива, ленты и вращающихся частей роликоопор на верхней и нижней ветвях ленты, Н/м; ζ_v , ζ_n — коэффициент сопротивления движению верхней и нижней ветвей ленты соответственно.

При движении ленты на желобчатых трехроликовых опорах значения ζ_v следующие:

Длина конвейера, м:	Условия работы* конвейера			
	Хорошие	средние	тяжелые (летом)	тяжелые (зимой)
до 100 включительно . . .	0,02	0,025	0,035	0,045
более 100 . . .	0,018	0,022	0,032	0,042

*Топливоподача ТЭС относится к категории производственных помещений со средними условиями эксплуатации.

Для нижней ветви ленты для хороших условий работы конвейера $\zeta_n = 0,018$, для средних $\zeta_n = 0,022$, для тяжелых: летом $\zeta_n = 0,03$, зимой $\zeta_n = 0,04$. В формуле (3.18) знак "плюс" перед последним членом ставится при подъеме топлива, а "минус" — при спуске. Линейная сила тяжести топлива на ленте, Н/м,

$$q_T = gQ_{p.c}/3,6v, \quad (3.19)$$

где g — ускорение свободного падения, м/с²; $Q_{p.c}$ — расчетная средняя производительность конвейера, т/ч.

Линейные силы тяжести ленты и роликоопор первоначально принимают приближенно (табл. 3.5) и затем уточняют после окончательного выбора

Таблица 3.5. Приближенные значения линейных сил тяжести, Н/м, ленты и вращающихся частей роликоопор для конвейеров среднего типа

Ширина ленты, мм	q_L	$q_{p.v}$	$q_{p.n}$
800	80	192	70
1000	140	222	85
1200	170	266	122
1400	200	320	170
1600	270	335	180
2000	335	625	285

Примечание. Для конвейеров тяжелого типа $q_{p.v}$ и $q_{p.n}$ увеличиваются примерно на 50% по сравнению с приведенными значениями.

типоразмера ленты и оборудования. При больших расхождениях расчет корректируют.

Расчетное натяжение набегающей ветви ленты определяют по формуле

$$S_{нб} = k_c W e^{\mu \alpha} / (e^{\mu \alpha} - 1), \quad (3.20)$$

где $k_c = 1,1 \div 1,2$ — коэффициент запаса сцепления ленты с барабаном; μ — коэффициент трения (сцепления) ленты по поверхности барабана (табл. 3.6); α — угол обхвата лентой барабана, рад.

Мощность, кВт, приводного двигателя с учетом коэффициента запаса

$$N = k_3 W v / 1000 \eta_{п}, \quad (3.21)$$

где v — скорость движения ленты конвейера, м/с; $\eta_{п}$ — общий КПД механизмов привода (обычно $\eta_{п} = 0,8 \div 0,9$).

Диаметры барабанов выбирают, пользуясь формулой

$$D_б = k_a k_б i_{п}, \quad (3.22)$$

где k_a — коэффициент, зависящий от типа прокладок ленты, м/шт:

Прочность ткани про- кладки, Н/мм	55	100	150	200	300	400
k_a , м/шт	125-140	141-160	161-170	171-180	181-190	191-200

Большие значения коэффициента k_a принимают для лент большей ширины из общего диапазона ширины лент, выпускаемых по ГОСТ 20-76. Коэффициент $k_б$ зависит от назначения барабана: для приводного барабана $k_б = 1$, для концевых, оборотного и натяжного барабанов при натяжении ленты до 60% допускаемого $k_б = 0,8 \div 0,85$, а более 60% допускаемого $k_б = 0,9$; для отклоняющего барабана $k_б = 0,5$; $i_{п}$ — число прокладок основы тягового каркаса ленты, которое определяют по формуле

$$i_{п} \geq k S_{нб} / (S_{р1} B), \quad (3.23)$$

где k — коэффициент запаса прочности ленты; $S_{нб}$ — расчетное натяжение ленты, полученное по тяговому расчету конвейера; $S_{р1}$ — прочность ткани прокладки, Н/мм ширины ленты; B — ширина ленты, мм.

Коэффициент запаса прочности ленты

$$k = k_0 / (k_{пр} k_{ст} k_{т} k_{р}), \quad (3.24)$$

где k_0 — номинальный запас прочности (при расчете по нагрузкам установившегося движения $k_0 = 7$, при проверочных расчетах по максимальным пусковым нагрузкам принимают $k_0 = 5$); $k_{пр}$ — коэффициент неравномерности работы прокладок:

Число прокладок . . .	3	4	5	6	7	8
$k_{пр}$	0,95	0,90	0,88	0,85	0,82	0,80

$k_{ст}$ — коэффициент прочности стыкового соединения концов ленты (для

Таблица 3.6. Коэффициент трения (сцепления) μ ленты по поверхности барабана

Род барабана	Атмосферные условия	μ
Обточенный	Очень влажно	0,1
	Влажно	0,20
	Сухо	0,30
Футерованный	Очень влажно	0,15
	Влажно	0,25
	Сухо	0,40

вулканизированного стыка $k_{ст} = 0,9 \div 0,85$; k_T — коэффициент конфигурации трассы конвейера (для горизонтального конвейера $k_T = 1$, для наклонного прямолинейного $k_T = 0,9$, для наклонного со сложным профилем $k_T = 0,85$); k_p — коэффициент режима работы конвейера ($k_p = 1,0$ для среднего режима, $k_p = 0,95$ для тяжелого режима).

Минимальное и максимальное количества прокладок ленты для желобчатых роликоопор даны в табл. 3.7.

Полученный по формуле (3.22) диаметр барабана надо округлить до ближайшего большего или меньшего размера из нормального ряда размеров барабанов по ГОСТ 44644-77. Выбранный диаметр приводного барабана $D_б$, мм, проверяют по действующему давлению ленты на поверхность барабана $p_{л.д}$, которое не должно превышать допускаемого $p_{л.д}$:

$$p_{л} = 360 S_{нб} (e^{\mu\alpha} + 1) / \pi p B D_б e^{\mu\alpha}, \quad (3.25)$$

где $S_{нб}$ — натяжение ленты, набегающей на барабан при установившемся движении, Н; B — ширина ленты, мм.

Длина барабана $B_б = (150 \div 200) + B$, мм. Допускаемое давление на поверхность барабана для резинотканевой ленты $p_{л.д} = 0,2 \div 0,3$ МПа, для резинотросовой $p_{л.д} = 0,35 \div 0,55$ МПа.

Расчетный крутящий момент на валу приводного барабана, по которому выбирают типоразмер барабана и редуктора,

$$M_{кр} = 0,5k_3 WD_б, \quad (3.26)$$

где $k_3 = 1,1 \div 1,2$ — коэффициент запаса и неучтенных потерь; W — окружное усилие на приводном барабане.

Для однобарабанного привода мощностью до 200 кВт применяют главным образом короткозамкнутые электродвигатели закрытого типа, для приводов большей мощности — электродвигатели с фазным ротором и регулируемым сопротивлением в цепи ротора. Для электродвигателей мощностью менее 200 кВт принимают напряжение 380 В, а для электродвигателей мощностью более 200 кВт — 6000 В. Если мощность привода

Таблица 3.7. Минимальное и максимальное количества тяговых тканевых про

Ширина ленты, мм	Тип ленты и номинальная прочность тяговых						
	1			2р			
	100	300	400	150	200	300	400
800	3-6	—	—	3-6	3-6	2-5*; 3-5	—
1000	4-6	3-6	—	3-8	3-6	2-6*; 3-6	3-5
1200	4-6	3-6	3-6	4-8	4-7	3-8*; 3-6	4-6
1400	4-6	4-6	4-7	5-8	5-8	4-8	4-8
1600	—	4-6	4-8	5-8	—	5-8	5-8
1800	—	5-6	4-8	5-8	—	5-8	5-8
2000	—	—	—	—	—	4-8	4-6

* Число прокладок из основных тканей типа К-10-2-3Т или А-10-2-3Т.

конвейера не превышает 100 кВт, то принимают электродвигатели с $n_{эд} = 1500$ об/мин (или с учетом скольжения 1470 об/мин); при большей мощности, как правило, используют электродвигатели с $n_{эд} = 1000$ об/мин (или с учетом скольжения 980 об/мин). Редуктор выбирается в соответствии с передаваемой мощностью, крутящим моментом на валу барабана и передаточным числом (отношением частот вращения электродвигателя и барабана).

Подробный тяговый расчет конвейера выполняют методом последовательного обхода контура ленты. Для этого контур трассы конвейера разбивают на отдельные участки по виду сопротивлений — прямолинейные (горизонтальные, наклонные), повороты — отклонения ленты на роликах или барабанах, узлы загрузки и разгрузки и т.п. (рис. 3.13). Нумерацию и расчет начинают от точки сбегающей ленты с приводного барабана и продолжают по всему контуру трассы до конечной точки набегания ленты на приводной барабан. Далее, последовательно обходя контур по точкам, определяют натяжение набегающей и сбегающей ветвей и мощность привода. При определении натяжения во всех точках контура пользуются общим правилом: натяжение тягового элемента в каждой последующей по ходу точке контура равно сумме натяжения в предыдущей точке и сопротивления на участке между этими точками, т.е.

$$S_{j+1} = S_j + W_j - (j+1), \quad (3.27)$$

где S_j и S_{j+1} — натяжения в двух соседних точках контура j и $j+1$; $W_j - (j+1)$ — сопротивление на участке между этими точками.

Сопротивление движению ленты на прямолинейных участках: на нижней (оборотной) ветви

$$W_n = \xi_n (q_n + q_{p.n}) l \pm q_n h, \quad (3.28)$$

на верхней (рабочей) ветви

$$W_v = \xi (q_t + q_n + q_{p.v}) l \pm (q_t + q_n) h, \quad (3.29)$$

кладок

тканевых прокладок

2

55	100	150	200
3-8	3-8	3-6	3-6
3-8	3-8	3-8	3-6
3-8	3-8	4-8	4-7
4-8	4-8	5-8	5-8
4-8	4-8	5-8	—
4-8	4-8	5-8	—
4-8	4-6	4-6	—

где кроме величин, обозначенных ранее, l и h — горизонтальная и вертикальная проекции длины рассматриваемого прямолинейного участка, м.

Для горизонтального участка $h = 0$; для незагруженной верхней ветви $q_t = 0$.

В формулах (3.28) и (3.29) у второго члена знак "плюс" принимается для участков подъема, а знак "минус" — участков спуска ленты и топлива. Натяжение ленты, сбегающей с отклоняющего или оборотного барабана (ролика),

$$S_{сб} = \xi_6 S_{нб}, \quad (3.30)$$

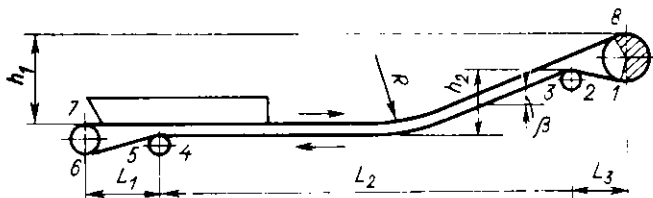


Рис. 3.13. Схема к расчету конвейера методом обхода по контуру

где ξ_6 — коэффициент сопротивления движению ленты на барабане (обычно принимают $\xi_6 = 1,02 \div 1,06$ в зависимости от угла обхвата и условий работы конвейера); $S_{нб}$ — натяжение ленты, набегающей на отклоняющий барабан, Н.

Сопротивление движению ленты в месте загрузки конвейера транспортируемым топливом

$$W_3 = W_{3,y} + W_{3,б} + W_{3,п} \quad (3.31)$$

Сопротивление, возникающее от сообщения топливу необходимого ускорения при подаче его на ленту и неизбежного при этом трения частиц топлива о ленту,

$$W_{3,y} \approx 0,1q_T(v^2 - v_0^2) \approx 0,1q_T \Delta v^2, \quad (3.32)$$

где q_T — в Н/м; v — в м/с; v_0 — проекция скорости движения частиц груза при поступлении его на ленту из загрузочной воронки, м/с.

Для уменьшения значения $W_{3,y}$ необходимо так проектировать загрузочную воронку, чтобы скорость поступления топлива была близка к скорости движения ленты ($v = v_0$). Сопротивление трению частиц топлива о неподвижные борта направляющего лотка воронки

$$W_{3,б} \approx f_1 h_6^2 \rho g l_n n_6, \quad (3.33)$$

где f_1 — коэффициент трения частиц топлива о стенку борта лотка (для угля $f_1 = 0,4$); h_6 — высота топлива у борта лотка, м; l_n — длина бортов лотка, м; n_6 — коэффициент бокового давления ($n_6 = 0,6 \div 0,9$).

Сопротивление трению уплотнительных полос загрузочного лотка о ленту

$$W_{3,п} = k_{п,л} l_n, \quad (3.34)$$

где $k_{п,л}$ — удельное сопротивление трению (для конвейеров с лентой $B \leq 1000$ мм принимают $k_{п,л} = 30 \div 50$ Н/м; при $B > 1000$ мм $k_{п,л} = 60 \div 100$ Н/м соответственно ширине ленты).

Сопротивление движению ленты в месте разгрузки топлива плужковым разгрузателем с неподвижным щитом

$$W_{п,р} \approx k_{с,п} q_T B, \quad (3.35)$$

где $k_{с,п}$ — коэффициент удельного сопротивления ($k_{с,п} = 3,6$). В процессе выполнения тягового расчета взаимосвязанные натяжения сбегущей $S_{сб}$ и набегающей на приводной барабан $S_{нб}$ ветвей ленты являются

неизвестными величинами, которые можно определить из решения двух уравнений.

Первое уравнение получаем в результате тягового расчета конвейера, а второе — из теории фрикционного барабанного привода:

$$S_{нб} \leq S_{сб} e^{\mu \alpha}. \quad (3.36)$$

Из совместного решения уравнений получаем формулы для нахождения $S_{сб}$ и $S_{нб}$ с учетом коэффициента запаса.

Прежде чем переходить к проверке минимального натяжения ленты, сравнивают полученные по тяговому и приближенному расчетам значения $S_{нб}$ и при значительном расхождении проводят поверочный расчет ленты и электродвигателя.

Минимальное натяжение ленты $S_{мин}$ обуславливается допускаемым провесом ее между роlikоопорами. Для верхней загруженной ветви ленты

$$S_{в.мин} \geq k_l (q_t + q_d) l_{р.в} \cos \beta, \quad (3.37)$$

где k_l — коэффициент (для конвейеров длиной до 100 м с простой трассой $k_l = 5$, для конвейеров длиной более 100 м со сложной трассой $k_l = 8 \div 10$); для нижней (обратной) ветви

$$S_{н.мин} \geq 8 q_d l_{р.н} \cos \beta. \quad (3.38)$$

Если полученные в тяговом расчете минимальные натяжения меньше (в пределах 10 %) значений, вычисленных по формулам (3.37) и (3.38), то необходимо в точках минимальных натяжений на трассе конвейера принять значения $S_{в.мин}$ и $S_{н.мин}$ и сделать перерасчет натяжений ленты по всему контуру трассы. Можно также уменьшить расстояния между роlikоопорами в зоне минимальных натяжений.

3.7. Пусковые режимы конвейера

Процесс пуска конвейера состоит из двух периодов: трогания с места и разгона всех движущихся масс до номинальной скорости. При приложении к упругой ленте тягового импульса от привода вдоль ленты распространяется динамический импульс деформации (упругая волна) с последующими продольными колебаниями. Динамические нагрузки на ленту и механизмы привода значительно уменьшаются, если принять такое ускорение движения ленты при пуске, при котором время пуска конвейера $t_{п}$ в 5–10 раз больше времени распространения динамического импульса t_y , т.е. времени изменения натяжения ленты по всему контуру трассы конвейера. Для этого должно быть выдержано условие

$$t_{п}/t_y \geq 5. \quad (3.39)$$

При выполнении этого условия максимальное натяжение ленты при пуске конвейера может быть определено по приближенной формуле

$$S_{п} \approx S_{н.п} + W_{н.п} + W_{в.п} + j (2q_d + q_t) (1 + k_n) L/g, \quad (3.40)$$

где $S_{н.п}$ — первоначальное пусковое натяжение сбегавшей ленты, создаваемое натяжным устройством, Н; $W_{н.п}$ и $W_{в.п}$ — статические сопротивления

ния движению ленты соответственно на нижней и верхней ветвях конвейера, подсчитанные по пусковому коэффициенту сопротивления $\zeta_{п, Н}$; j — ускорение ленты при пуске конвейера, м/с^2 ; $k_{п} = 0,05 \div 0,08$ — коэффициент, учитывающий инерцию вращающихся масс роликов и барабанов (меньшее значение принимают при длине конвейера до 100 м, большее — при длине более 100 м).

Расчетный коэффициент сопротивления движению ленты по роликоопорам на подшипниках качения при пуске конвейера

$$\zeta_{п} \approx k_{п.с} \zeta, \quad (3.41)$$

где $k_{п.с} = 1,2 \div 1,5$ — коэффициент увеличения сопротивления (меньшее значение принимают при температуре окружающей среды выше 0°C , большее — при температуре ниже 0°C); ζ — коэффициент сопротивления движению ленты при установившемся ее движении (для верхней ветви $\zeta = \zeta_{в}$, для нижней $\zeta = \zeta_{н}$).

По $S_{п}$ проверяют выбор прочности ленты при номинальном запасе прочности $k_0 = 5$.

Ускорение при пуске конвейера, обеспечивающее выполнение условия $t_{п}/t_y \geq 5$,

$$j = B_1 v [(\zeta_{п} \cos \beta + \sin \beta)/L \epsilon]^{0,5}, \quad (3.42)$$

где $B_1 = 0,4 \div 0,8$ — коэффициент (меньшее значение принимают для конвейеров длиной более 300 м, большее — при длине менее 300 м); L — длина конвейера, м; ϵ — относительное удлинение ленты.

Рекомендуется принимать $j = 0,1 \div 0,3 \text{ м/с}^2$, что должно быть обеспечено соответствующей электрической схемой и пусковыми устройствами. Принятое ускорение не должно превышать максимально возможного, при котором сохраняется надежное положение топлива на ленте при пуске конвейера:

$$j_{\text{макс}} = B_2 g (f_2 \cos \beta - \sin \beta), \quad (3.43)$$

где $B_2 = 0,6 \div 0,8$ — коэффициент безопасности; $f_2 = 0,8 \div 1,0$ — коэффициент трения топлива о ленту; β — угол наклона конвейера, град.

Глава четвертая

ТОПЛИВНОЕ ХОЗЯЙСТВО ТЭС НА ЖИДКОМ И ГАЗООБРАЗНОМ ТОПЛИВЕ

4.1. Состав и характеристики мазутов

Основной вид жидкого топлива, сжигаемого на ТЭС, — сернистые мазуты. Мазут представляет собой смесь тяжелых остатков прямой перегонки и крекинга¹ нефти и является сложной коллоидной системой, способной образовывать в области температуры застывания псевдокристаллическую структуру с пониженной текучестью. По сравнению с нефтью мазут харак-

¹ Крекинг (англ. cracking <crack — расщеплять) — процесс разложения нефтяных продуктов в специальных установках при температуре $450\text{--}550^\circ\text{C}$.

теризуется повышенной вязкостью и плотностью, содержит значительное количество асфальто-смолистых² веществ и большее, чем исходные нефти, количество серы и ванадия. Соединения, образующие мазут, построены из пяти основных элементов: углерода, водорода, серы, кислорода и азота. Элементарный состав малосернистого мазута практически такой же, как и нефти, из которой он получен. Высокосернистый мазут содержит по сравнению с исходной нефтью пониженное количество водорода и углерода, и как следствие этого, у него пониженная теплота сгорания.

Нефтяные мазуты подразделяются на марки в зависимости от значения их *условной вязкости*, представляющей собой отношение времени истечения 200 мл мазута при заданной температуре ко времени истечения такого же объема дистиллированной воды при 20 °С. Условная вязкость при температуре t , °С, обозначается °УВ:

$$^{\circ}\text{УВ}_t = \tau_t / \tau_{20}^{\text{H}_2\text{O}}, \quad (4.1)$$

где $\tau_{20}^{\text{H}_2\text{O}}$ — водное число вискозиметра. Значение этого отношения выражает число условных градусов.

Марка мазута характеризует максимальное значение его условной вязкости при температуре 50 °С.

При расчете мазутопроводов необходимо знать кинематическую вязкость мазута. Условная вязкость пересчитывается в кинематическую ν , см²/с, по формуле

$$\nu = 0,0731^{\circ}\text{УВ} - 0,0631/^{\circ}\text{УВ}. \quad (4.2)$$

В соответствии с ГОСТ 10585—75 мазут, предназначенный для электростанций, относится к категории тяжелых топлив и имеет марки: топочный с государственным Знаком качества 100В и топочный 100. На электростанциях сжигается в основном мазут марки 100. В пределах марок топочные мазуты подразделяются на три сорта в зависимости от содержания в них серы: *малосернистые* ($S^P < 0,5\%$), *сернистые* ($S^P = 0,5 \div 2,0\%$) и *высокосернистые* ($S^P > 2,0\%$) — табл. 4.1.

Вязкостью мазута определяются способы и длительность наливных и сливных операций, условия транспортировки, эффективность работы форсунок. Вязкость влияет на скорость осаждения механических примесей при транспортировке, подогреве и хранении мазута, а также на полностью отставания его от воды. В процессе хранения мазута вязкость его увеличивается. Для стабилизации мазута и облегчения очистки поверхностей нагрева котлов применяются различные жидкие присадки.

При понижении температуры ниже 75 °С вязкость мазута резко повышается. Температуру, при которой он загустевает настолько, что при наклоне пробирки с мазутом под углом 45° уровень его остается неподвижным в течение 1 минуты, принимают за *температуру застывания мазута*. Температура застывания — величина довольно условная, она может весьма

² Асфальт (греческ. asphaltos) — смесь битума с тонкоизмельченными материалами; битумы (лат. bitumen) — общее название твердых, жидких и газообразных природных органических веществ, растворимых в органических растворителях. Искусственные битумы получают при переработке нефти, ископаемых углей и торфа.

Таблица 4.1. Технические требования и нормы качества топочных мазутов

Показатель	Нормы для марки	
	100В	100
Вязкость при 80 °С условная, не более °УВ	10,0	16,0
Зольность, %, не более	0,05	0,14
Содержание механических примесей, %, не более	0,20	1,5
Содержание воды, %, не более	0,3	1,5
Содержание серы для мазута, %, не более:		
малосернистого	0,5	0,5
сернистого	2,0	2,0
высокосернистого	—	3,5
Температура вспышки в открытом тигле, °С, не ниже	110	110
Температура застывания мазута, °С:		
из невысокопарафинистой нефти	25	25
из высокопарафинистой нефти	42	42
Теплота сгорания мазута (низшая) в пересчете на сухое топливо, Дж/кг, не менее:		
малосернистого и сернистого	$40\,530 \cdot 10^3$	
высокосернистого	$39\,000 \cdot 10^3$	
Плотность при 20 °С, г/см ³ , не более	1,015	1,015

сильно различаться для одного и того же мазута при различной длительности его хранения. Наряду с вязкостью температура застывания определяет прокачиваемость жидкого топлива. Она влияет на выбор способа слива мазута, системы обогрева мазутопроводов и т.д.

Плотность мазута указывают при температуре 20 °С, и обычно пользуются *относительной плотностью мазута* ρ_4^{20} — отношением физической плотности мазута при температуре 20 °С к плотности воды при температуре 4 °С. Для прямогонных мазутов $\rho_4^{20} < 1$, а для крекинг-мазутов $\rho_4^{20} > 1$. С повышением плотности мазутов увеличивается и их вязкость.

При плотности мазута значительно ниже плотности воды мазут отстаивается быстро — за 100–200 ч. При $\rho_4^{20} = 0,98 \div 1,01$ время отстоя мазута значительно превышает 200 ч. При $\rho_4^{20} \approx 1,05$ мазут располагается в резервуарах ниже воды и отстой его становится практически невозможным. Повышенная плотность и высокая вязкость крекинг-остатков затрудняют отстой их от воды, так что вода находится в крекинг-остатках в виде отдельных слоев (линз). При температуре, отличающейся от 20 °С, относительная плотность мазута может быть определена по формуле

$$\rho_4^t = \rho_4^{20} / [1 + \beta(t - 20)], \quad (4.3)$$

где t — температура мазута, °С; β — коэффициент объемного расширения мазута на 1 °С при температуре 20 °С, зависящий от плотности топлива:

$$\beta = (0,0025 \div 0,002) \rho_4^t. \quad (4.4)$$

Температура вспышки и температура воспламенения мазута характеризуют пожарную опасность при его хранении. *Температурой вспышки* называют наиниžшую температуру, при которой нагретый в определенных условиях мазут выделяет такое количество паров, что их смесь с воздухом

при атмосферном давлении вспыхивает при поднесении к ней пламени. При этом сам мазут еще не загорается. Температурой воспламенения называется температура мазута, при которой при поднесении к мазуту пламени вслед за вспышкой паров загорается сам мазут и горит в течение не менее 5 с. Температура вспышки мазута существенно ниже температуры воспламенения, составляющей в среднем 500–600 °С. Для прямогонных мазутов, не содержащих парафинов, температура вспышки составляет 135–235 °С. Для парафинистых мазутов она близка к 60 °С, а для высоковязких крекинг-остатков составляет 185–240 °С.

При использовании мазута с низкой температурой вспышки эксплуатация мазутного хозяйства требует особого внимания, потому что при подогреве мазута до температуры, близкой к температуре вспышки, возрастает пожарная опасность, ухудшаются условия труда вследствие выделения вредных паров. При высокой температуре вспышки мазута особых затруднений в эксплуатации мазутного хозяйства не возникает, но даже высоковязкий крекинг-мазут в открытых баках не рекомендуется нагревать выше 95 °С.

Вода и механические примеси — балласт в мазуте. Из-за них снижается теплота сгорания мазута, усложняется эксплуатация мазутного хозяйства, ухудшается КПД котельной установки. Содержание воды в мазутах колеблется от 0,5–1 до 3–5%, а в обводненных мазутах может быть и больше. Механические примеси в мазуте составляют 0,1–2%. Присутствие воды в сернистом мазуте ведет к коррозии мазутопроводов, арматуры, низкотемпературных поверхностей нагрева котлов.

Для нормальной эксплуатации важно отсутствие волокнистых и абразивных механических примесей, вызывающих быстрый износ и засорение фильтров, форсунок, арматуры.

Зола в мазуте представлена главным образом солями, которые попадают в нефть с буровыми водами либо растворены в самой нефти. Основные компоненты золы мазута — ванадий, никель, в меньшем количестве — натрий, кальций, магний, алюминий, железо.

Точечный мазут не стабилен по своему составу. При его хранении в резервуарах появляются осадки, и количество их пропорционально содержанию в мазуте смол, асфальтенов, продуктов окисления кокса. Стабильность мазута связана также с его эмульгируемостью — способностью образовывать водомазутные эмульсии. Активными стабилизаторами эмульсий являются асфальтены, а в крекинг-мазутах — и смолы. Их избыток способствует интенсивному образованию весьма устойчивых эмульсий. Мазут, не содержащий водных эмульсий, более стабилен при хранении и менее склонен к выделению осадков.

При расчете поверхности нагрева мазутных подогревателей и определении расхода теплоты на разогрев необходимо знать теплофизические свойства мазутов — теплоемкость и теплопроводность. Теплоемкость мазута c_p , кДж/(кг · К), в зависимости от температуры может быть определена по приближенной формуле

$$c_p = 2,0(T/323)^{0,58}, \quad (4.5)$$

где T — абсолютная температура мазута, К.

Более точно теплоемкость мазута определяется экспериментально. Теплопроводность мазутов при стандартных условиях (атмосферном давлении и температуре 20 °С) в зависимости от их плотности находится в пределах 0,16–0,12 Вт/(м · К). С увеличением температуры теплопроводность снижается по линейному закону. При этом теплопроводность высоковязких крекинг-остатков выше, чем маловязких и мазутов прямой перегонки.

4.2. Типы и технологические схемы мазутного хозяйства

Различают основное, резервное, аварийное и растопочное мазутные хозяйства ТЭС.

Основное мазутное хозяйство сооружается на ТЭС, для которых мазут является основным видом сжигаемого топлива, а газ сжигается как буферное топливо в периоды сезонных его избытков. Расчетный суточный расход мазута для электростанций определяется исходя из 20-часовой работы всех установленных энергетических котлов при их номинальной производительности для полной проектной мощности электростанции и 24-часовой работы водогрейных котлов при покрытии тепловых нагрузок при средней температуре самого холодного месяца.

Резервное мазутное хозяйство создается на ТЭС, для которых основным топливом является газ, а мазут сжигается в периоды отсутствия газа (зимой).

Аварийное мазутное хозяйство предусматривается на электростанциях, для которых основной и единственный вид топлива — газ, а мазут используется только при аварийном прекращении подачи газа.

Растопочное мазутное хозяйство имеется на всех электростанциях с камерным сжиганием твердого топлива. Оно используется также для снабжения мазутом пусковой котельной. В случае установки на таких электростанциях газомазутных пиковых водогрейных котлов их мазутное хозяйство объединяется с растопочным.

Пусковая котельная снабжается мазутом соответственно от основного или растопочного мазутного хозяйства.

Мазут доставляют на электростанции железнодорожным, водным и трубопроводным транспортом. Наиболее распространен первый способ. Трубопроводный транспорт используется, если ТЭС находится вблизи нефтеперерабатывающего завода (НПЗ) или магистральных мазутопроводов.

От нефтеперерабатывающего завода мазут подается на станцию по одному трубопроводу; в отдельных случаях при соответствующем обосновании возможна подача мазута по двум трубопроводам, при этом пропускная способность каждого из них принимается равной 50% максимального часового расхода топлива всеми рабочими котлами при их номинальной производительности.

Мазут доставляется по железной дороге в четырехосных цистернах грузоподъемностью 50 и 60 т, в шестиосных грузоподъемностью 90 т (табл. 4.2). Так как цистерны не оборудованы устройствами для подогре-

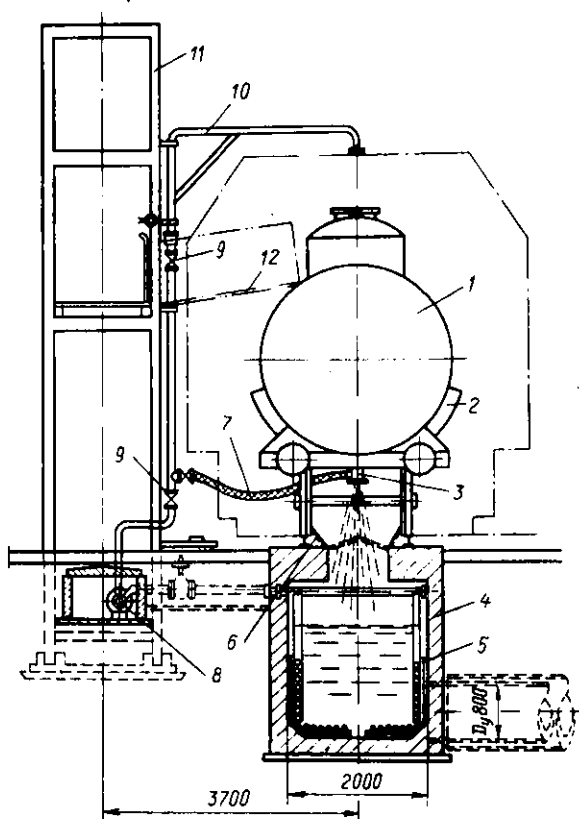


Рис. 4.1. Сливное устройство:

1 – железнодорожная цистерна; 2, 3 – сливной прибор; 4 – межрельсовый сливной желоб (лоток); 5 – трубчатые подогреватели; 6 – металлические крышки желоба; 7 – паровой шланг; 8 – паропровод; 9 – запорные клапаны; 10 – поворотная колонка для присоединения шланга при разогреве мазута "открытым паром"; 11 – эстакада; 12 – перекидной мостик

Таблица 4.2. Характеристика цистерн для перевозки мазута

Грузо- подъем- ность (по во- де), т	Тара, т	Длина (по осям сцепле- ния ав- тосце- пок), м	Коеф- фици- ент тары	Объем, м ³	Котел			
					Диа- метр, м	Дли- на, м	По- верх- ность охлаж- дения, м ²	Коеффи- циент охлаж- дения*, 1/м
90	36,0	15,12	0,40	101,0	3,0	14,69	142	1,41
60	22,8	12,02	0,38	61,2	2,8	10,30	93,0	1,55
50	22,3	12,02	0,44	50,0	2,6	9,60	87,0	1,70

*Под коэффициентом охлаждения понимается отношение поверхности охлаждения котла к его объему.

ва мазута в пути, его температура в период транспортировки может снижаться ниже температуры застывания.

Для разогрева и слива мазута из цистерн могут применяться как сливные эстакады с разогревом мазута "открытым" паром или горячим мазутом (рис. 4.1), так и закрытые сливные устройства — тепляки. Тип сливного устройства выбирается на основании технико-экономического расчета.

На рис. 4.2 показана технологическая схема мазутного хозяйства. Мазут сливается из цистерн в межрельсовые каналы (лотки). Из них он направляется в приемную емкость, перед которой должны устанавливаться грубая фильтр-сетка и гидрозатвор.

Длина фронта разгрузки основного мазутохозяйства должна приниматься исходя из слива расчетного суточного расхода мазута, времени разогрева и слива одной ставки не более 9 ч и весовой нормы железнодорожного маршрута, но не менее 1/3 длины маршрута. При этом принимается, что мазут доставляется цистернами расчетной грузоподъемностью 60 т с коэффициентом неравномерности подачи 1,2.

Длина фронта разгрузки растопочного мазутохозяйства для электростанций с общей производительностью котлов до 8000 т/ч принимается 100 м, а при большей производительности котлов — 200 м. На приемно-сливном устройстве предусматривается подвод пара или горячего мазута к цистернам, на обогрев сливных лотков и к гидрозатвору. По всей длине фронта разгрузки сооружаются эстакады на уровне паровых разогревательных устройств цистерн. Сливные и отводящие лотки выполняются с 1%-ным уклоном, по обеим сторонам лотков выполняются бетонные отмостки с уклоном в сторону лотков.

Объем приемной емкости основного мазутохозяйства принимается не менее 20% вместимости цистерн, устанавливаемых под разгрузку. Насосы, откачивающие из приемной емкости мазут, устанавливаются с резервом. Они должны обеспечить перекачку мазута, слитого из установленных под разгрузку цистерн, не более чем за 5 ч.

Вместимость приемной емкости растопочного мазутохозяйства должна быть не менее 120 м³. Насосы, откачивающие мазут из нее, устанавливаются без резерва.

Нормативные вместимости мазутохранилищ (без учета госрезерва) электростанций в зависимости от типа мазутного хозяйства следующие:

Тип мазутохозяйства	Запас мазута в резервуарах (количество суток)
Основное для электростанций на мазуте:	
при доставке по железной дороге	15
при подаче по трубопроводам	3
Резервное для электростанций на газе	10
Аварийное для электростанций на газе	5
Для пиковых водогрейных котлов	10

Для электростанций на газе, получающих газ круглогодично от двух независимых источников, мазутохозяйство может при соответствующем обосновании не сооружаться, при круглогодичной подаче газа от одного

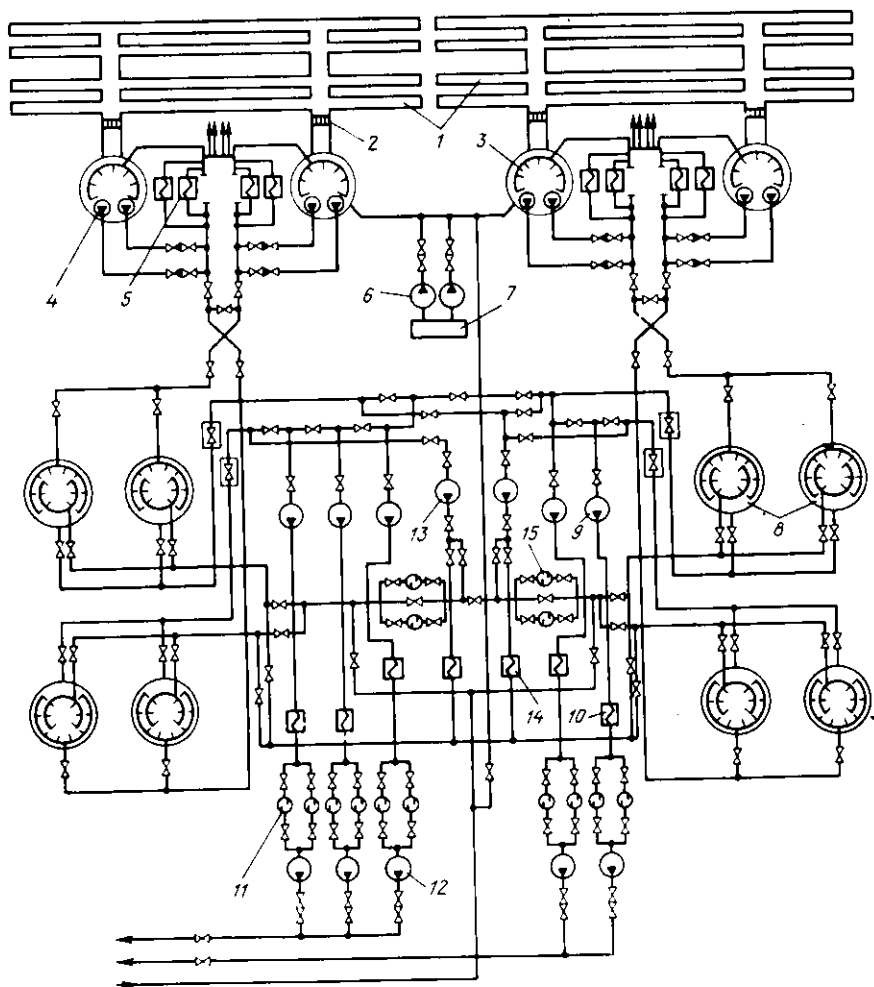


Рис. 4.2. Технологическая схема маслукое хозяйства:

1 – лотки приемно-сливного устройства; 2 – фильтр-сетки; 3 – приемные резервуары; 4 – перекачивающие насосы (погружные); 5 – подогреватели мазута на рециркуляцию в лотке; 6 – дренажные насосы; 7 – прямок дренажей; 8 – основные резервуары; 9 – насосы I подъема; 10 – подогреватели мазута основные; 11 – фильтры тонкой очистки; 12 – насосы II подъема; 13 – насосы рециркуляции; 14 – подогреватели мазута на рециркуляцию; 15 – фильтры очистки резервуаров

источника предусматривается аварийное маслукое хозяйство, а при сезонной подаче газа – резервное.

Растопочное маслукое хозяйство для электростанций на твердом топливе выполняется с тремя резервуарами. Вместимость одного резервуара принимается в зависимости от общей производительности котлов: более 8000 т/ч – 3000 м³; 4000–8000 т/ч – 2000 м³; менее 4000 т/ч – 1000 м³. Склад растопочного маслукое хозяйства допускается выполнять совмещенным со складом масла и горючесмазочных материалов.

В резервуарах мазутного хозяйства мазут разогревается циркуляционным способом, как правило, по отдельному специально выделенному контуру. Допускается применение местных паровых разогревающих устройств.

Схема подачи мазута (одно- или двухступенчатая) принимается в зависимости от требуемого давления перед форсунками котлов. Для форсунок парового распыла требуется давление мазута 0,5 МПа, а для форсунок механического и паромеханического типа 3,5 МПа. В первом случае схема мазутного хозяйства должна быть одноступенчатой, во втором — двухступенчатой.

Оборудование основного мазутного хозяйства призвано обеспечивать непрерывную подачу мазута в котельное отделение при работе всех рабочих котлов с номинальной производительностью. В насосной основного мазутохозяйства кроме расчетного количества рабочего оборудования предусматривается по одному элементу резервного оборудования — насосы, подогреватели, фильтры тонкой очистки и по одному элементу ремонтного оборудования — основные насосы I и II ступеней.

Количество мазутных насосов в каждой ступени основного мазутного хозяйства должно быть не менее четырех (в том числе по одному резервному и одному ремонтному). Подача основных мазутных насосов при выделенном контуре разогрева выбирается с учетом дополнительного расхода мазута на рециркуляцию в обратной магистрали при минимально допустимых скоростях. Подача насоса циркуляционного разогрева должна обеспечивать подготовку мазута в резервуарах для бесперебойного снабжения котельной. Для циркуляционного разогрева мазута предусматривается по одному резервному насосу и подогревателю. Схема установки подогревателей мазута и фильтров тонкой очистки должна позволять работать любому подогревателю и фильтру с любым насосом I и II ступеней.

В подогревателях мазута используется пар давлением 0,8–1,3 МПа с температурой 200–250 °С. Пар подается к мазутному хозяйству по двум магистралям каждая пропускной способностью 75% расчетного расхода пара. Конденсат пара контролируется, очищается от мазута и используется в цикле электростанции. Устанавливается не менее двух конденсатных насосов, один из них резервный. Конденсат от тепляков, мазутных подогревателей и спутников подается отдельно от конденсата паропроводов разогрева лотков и емкостей. В мазутохозяйствах должна предусматриваться выносная (за пределы мазутонасосной) дренажная емкость для мазута.

Замазученная вода из нижней части любого резервуара мазутного хозяйства отводится в рабочий резервуар, или в приемную емкость, или на очистные сооружения.

Прокладка всех мазутопроводов выполняется, как правило, наземной. Мазутопроводы на открытом воздухе и в холодных помещениях прокладываются с паровыми или другими обогревательными спутниками в общей с ними изоляции. Чтобы обеспечить циркуляцию мазута в магистральных мазутопроводах котельной и в отводах к каждому котлу, предусматривается трубопровод рециркуляции мазута из котельной в мазутохозяйство.

Мазут к энергетическим и водогрейным котлам из основного мазутохозяйства подается по двум магистралям, рассчитанным каждая на 75% номинальной производительности котлов с учетом рециркуляции.

На мазутопроводах устанавливается только стальная арматура. Фланцевые соединения и арматура на мазутопроводах котельных отделений закрываются стальными кожухами с отводом возможных утечек мазута в специальные емкости. На всасывающих и нагнетательных мазутопроводах устанавливается запорная арматура на расстоянии 10–50 м от мазутонасосной для отключений в аварийных случаях. На вводах магистральных мазутопроводов внутри котельного отделения, а также на отводах к каждому котлу устанавливается запорная арматура с дистанционным электрическим и механическим приводами, расположенными в удобных для обслуживания местах.

Для поддержания необходимого давления в магистральных мазутопроводах устанавливаются регулирующие клапаны "до себя" в начале линии рециркуляции из котельной в мазутное хозяйство.

4.3. Оборудование мазутного хозяйства

Мазутные подогреватели. Мазут в резервуарах подогревается или путем циркуляционного подогрева с использованием выносных подогревателей, или погружными подогревателями.

Погружные подогреватели устанавливаются в нижней части резервуаров и выполняются секционными или парозмеевиковыми (рис. 4.3).

При циркуляционном подогреве мазут забирается из нижней части резервуара, прокачивается через внешний подогреватель и через насадки опять вводится в низ резервуара (к центру сечения или в сторону, противоположную забору мазута) в виде вытекающих под давлением струй. При таком циркуляционном подогреве полностью используется полезный объем резервуара, исключается обводнение мазута, обеспечивается эффек-

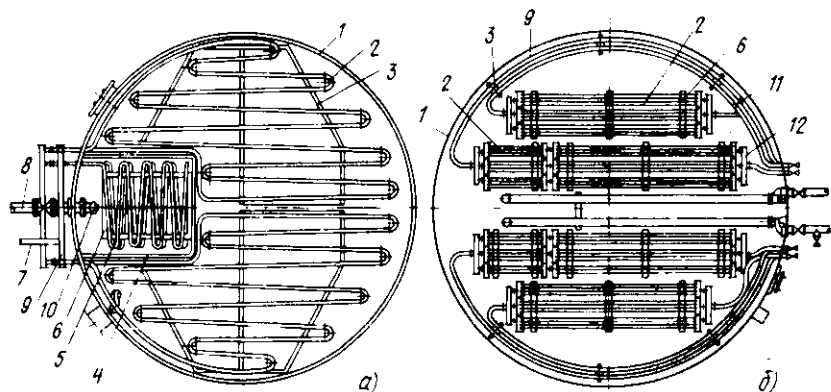


Рис. 4.3. Подогреватели погружного типа и их размещение в резервуарах:

а — змеевиковый подогреватель; б — секционный подогреватель; 1 — резервуар; 2 — подогреватель; 3, 6 — опоры; 4 — кожух местного подогревателя; 5 — местный змеевиковый подогреватель; 7 — паропровод; 8 — мазутопровод; 9 — конденсатопровод; 10 — хлопушка; 11 — муфта; 12 — коллектор

тивное перемешивание топлива в емкости, повышается однородность его структуры, предотвращается коагуляция и осаждение карбоидов, а также осаждение механических примесей.

В выносных подогревателях совершается вынужденное движение мазута, поэтому теплообмен в них более эффективен, чем в погружных поверхностных подогревателях при естественной конвекции.

При циркуляционном подогреве внешний подогреватель и насос могут обслуживать группу резервуаров.

Если мазутопроводы теплоизолированы, то схема циркуляционного подогрева мазута может быть пущена при вязкости топлива в резервуаре 200–300 °ВУ и даже еще более высокой, если всасывающие мазутопроводы прогреваются рециркулирующим топливом из котельной или применен электрообогрев мазутопроводов. Недостаток циркуляционного подогрева состоит в дополнительном расходе электроэнергии на перекачку мазута.

Длительность разогрева мазута в резервуаре способом циркуляции τ , ч, определяется по формуле

$$\tau = \frac{Mc}{k_p} \ln \frac{1 - \Delta t_n / \Theta \Delta t}{1 - \Delta t_k / \Theta \Delta t} \quad (4.6)$$

Здесь M — масса мазута в резервуаре, кг; c — теплоемкость мазута, Дж/(кг · К); k_p — коэффициент теплопередачи от мазута в резервуаре в окружающую среду, Вт/(м² · К); $\Delta t_n = t_n - t_0$; $\Delta t_k = t_k - t_0$; $\Delta t = t_k - t_n$; t_n , t_k — температуры мазута на входе и выходе из подогревателя, °С; t_0 — температура окружающей среды, °С; $\Theta = mc/k_p F_p$; m — массовый расход циркулирующего мазута, кг/с; F_p — поверхность охлаждения резервуара, м².

Количество теплоты, сообщаемой мазуту в подогревателе (тепловая мощность подогревателя),

$$Q_p = k_p F_p (\Delta t_n + \Delta t e^{\beta} / e^{\beta} - 1), \quad (4.7)$$

где $\beta = k_p F_p \tau / cM$.

Расход пара на выносной подогреватель мазута при циркуляционном подогреве

$$D_p = Q_p / \eta_p (h_p - h_k), \quad (4.8)$$

где η_p — КПД подогревателя с учетом теплотерь в мазутопроводах между резервуаром и подогревателем; h_p , h_k — энтальпии греющего пара и его конденсата.

На линии подачи к форсункам мазут подогревается с целью его лучшего распыливания. Для подогрева мазута применяются теплообменники различной конструкции: с оребренными поверхностями типа ПМР (табл. 4.3), трубчатые нормального ряда или с плавающей головкой, теплообменники с прямыми трубками, секционные теплообменники типа "труба в трубе". На рис. 4.4 показан трубчатый секционный подогреватель мазута.

Мазутные насосы. Из приемных промежуточных резервуаров в основные резервуары мазут перекачивается центробежными погружными насо-

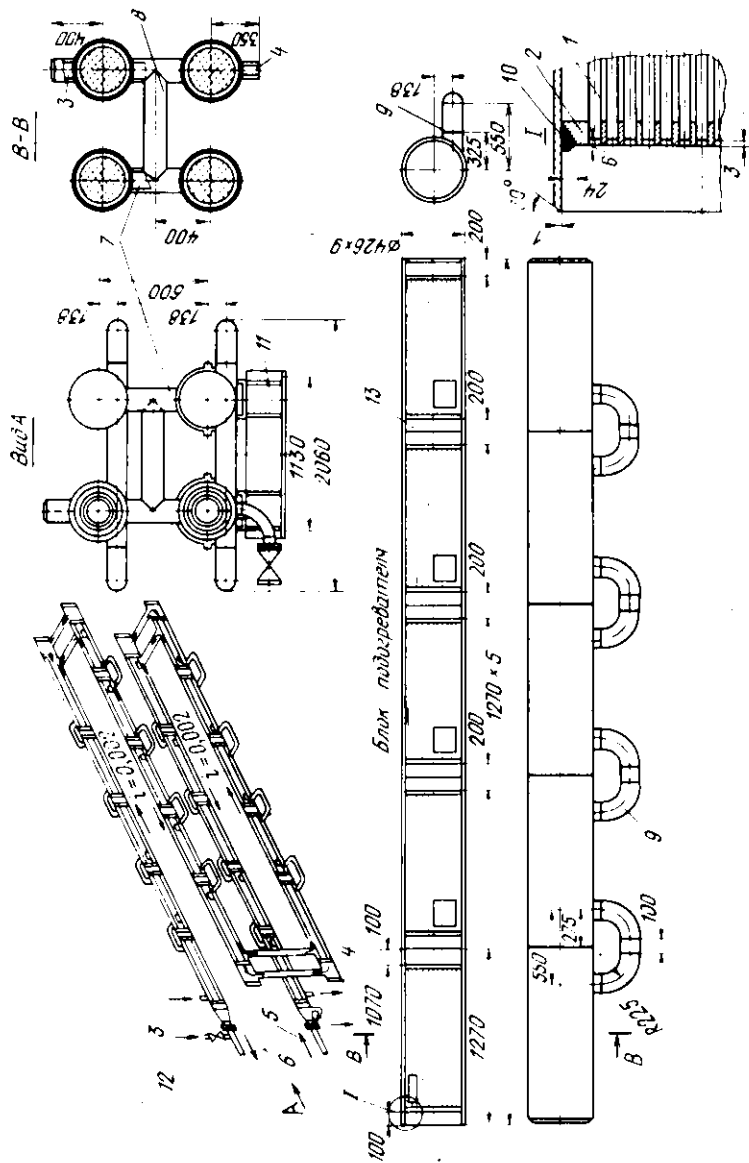


Рис. 4.4. Трубчатый секционный подогреватель мазута:

1 – трубки подогревателя; 2 – трубная доска; 3 – подвод греющей среды; 4 – отвод греющей среды; 5 – подвод мазута; 6 – отвод мазута; 7, 8 – соединительные трубы; 9 – обвод; 10 – корпус блока подогревателя; 11 – опора; 12 – пар на продувку; 13 – камера смешивания мазута

Таблица 4.3. Подогреватели мазута с оребренными поверхностями

Тип по- догре- вателя	Произво- дитель- ность, т/ч	Давление мазута, МПа	Температура мазута, °С		Давле- ние па- ра, МПа
			на входе	на выходе	
ПМР-64-15	15	6,4	70	135	1,6
ПМР-64-30	30	6,4	70	135	1,6
ПМР-64-60	60	6,4	70	135	1,6
ПМР-13-60	60	1,3	70	135	1,6
ПМР-13-120	120	1,3	70	135	1,6

сами (нефтяной артезианский) типа НА (рис. 4.5). Они устанавливаются непосредственно на перекрытии приемного резервуара, обычно два насоса на каждом резервуаре. Погружной насос состоит из трех основных узлов: собственно многоступенчатого насоса, напорной колонки и опорной стойки (на рис. 4.5 не показана). Мазут забирается насосом через всасывающий колокол. Число звеньев (от одного до восьми) напорной колонки выбирается в зависимости от глубины резервуара. Например, у мазутного погружного насоса 20НА-22 х 3 можно изменять расстояние от опорной рамы насоса до самой нижней его точки от 2395 до 9691 мм с интервалом в 1043 мм. Подача этого насоса 600 м³/ч, напор 0,65 МПа, мощность электродвигателя, устанавливаемого на опорной стойке, 100 кВт.

В котельную мазут подается центробежными насосами консольного типа, применяемыми в нефтяной промышленности для перекачки нефтепродуктов с температурой до 200 °С.

Насосы типа НК (Н — нефтяной, К — консольный) одноступенчатые с рабочими колесами одностороннего входа жидкости. Входной патрубок расположен вдоль оси насоса, выходной — вертикально, но может быть повернут на 90, 180 и 270°. Выпускаются насосы с подачей 15—560 м³/ч и напором 80—300 м вод. ст. Привод насосов типа НК — взрывобезопасные электродвигатели с частотой вращения 3000 об/мин.

На рис. 4.6 показан центробежный восьмиступенчатый двухкорпусный спирального типа насос 5Н5 х 8, используемый на электростанциях в мазутном хозяйстве, как правило, в качестве насоса второго подъема. Наружный корпус насоса представляет собой цилиндр с приемным и напорным патрубками, направленными вертикально вверх. Торцы наружного корпуса закрываются крышками, закрепляемыми шпильками. Внутренний литой корпус состоит из двух половин, соединенных в горизонтальной плоскости шпильками.

Рабочие колеса ротора защищены втулками. Колеса расположены парно, всасывающими воронками в противоположные стороны для гидравлического уравнивания ротора. Подача насоса составляет 80 м³/ч, напор 4,4 МПа, частота вращения ротора 2975 об/мин, диаметр рабочего колеса 245 мм, мощность привода 250 кВт. Насос и электродвигатель соединены муфтой и устанавливаются на общей фундаментной раме.

Для уменьшения износа и загрязнения форсунок и предотвращения образования в мазутопроводах отложений в схемах мазутного хозяйства

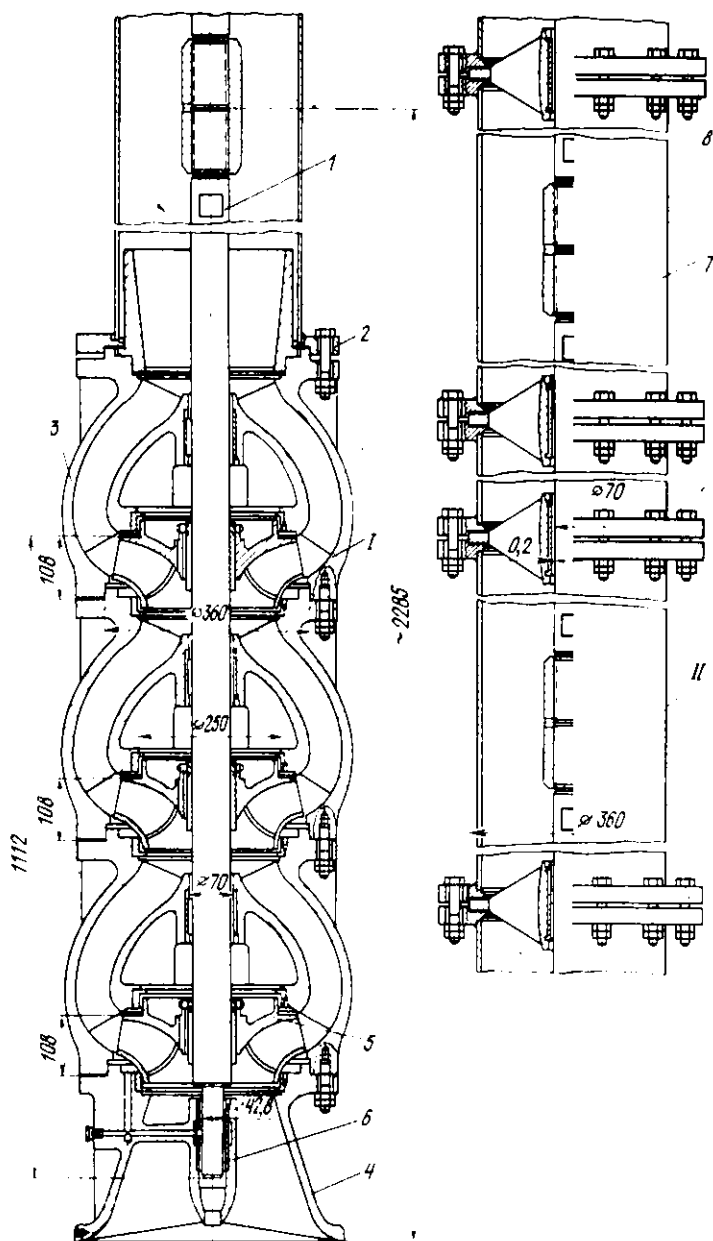


Рис. 4.5. Насос мазутный погружной 20НА-22 × 3:

I – насосная часть; II – напорная колонка; 1 – вал насоса; 2 – верхний фланец насосной части; 3 – корпус; 4 – всасывающая камера; 5 – рабочее колесо; 6 – втулка; 7 – звено напорной колонки; 8 – фланец напорной колонки

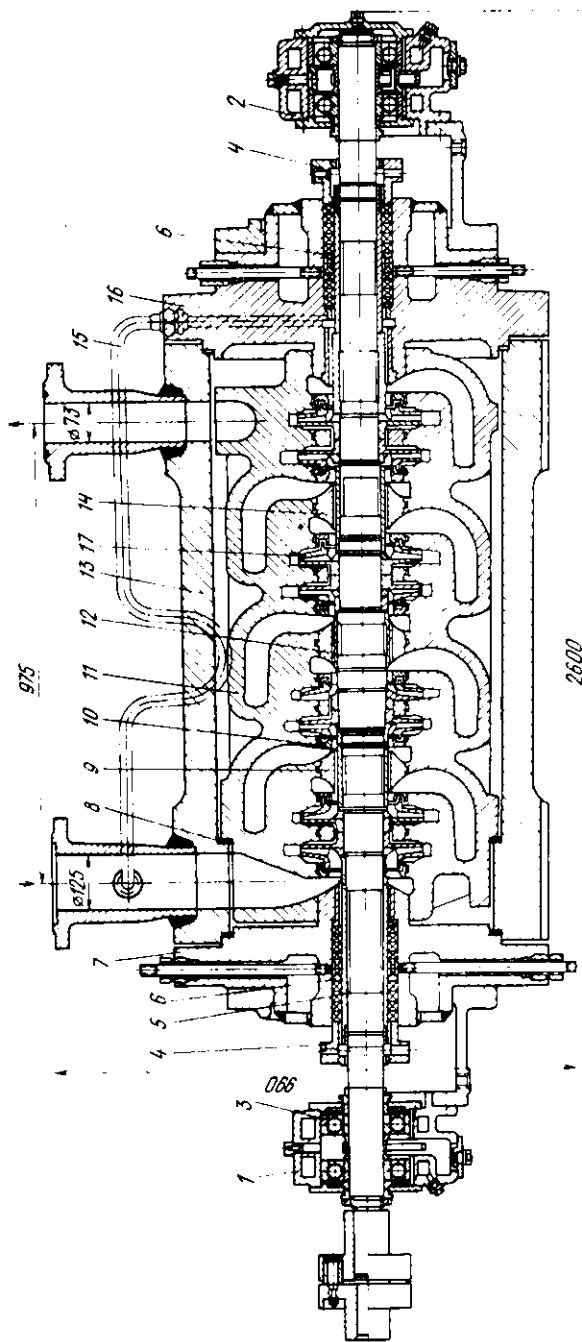


Рис. 4.6. Центробежный нефтяной насос SHS x 8:

1, 2 – рубашки охлаждения подшипников; 3 – подшипник; 4 – грундбукса; 5 – вал; 6 – фланец; 7, 8 – проклад-
ка; 9, 10 – втулки; 11 – диффузор; 12 – внешний корпус; 13 – внутренний корпус; 14 – трубопровод перекачки масла
во всасывающий патрубок; 15 – рабочее колесо; 16 – крышки; 17 – проклад-

предусматривается двухступенчатая очистка мазута от механических примесей. Первая (грубая) ступень очистки выполняется в виде подъемных фильтров-сеток с ячейками 10–12 мм, устанавливаемых в отводных лотках сливных устройств. Фильтры второй (тонкой) ступени очистки устанавливаются в мазутонасосной после насосов II подъема (рис. 4.7). Сетки этих фильтров имеют 64 или 32 отверстия на 1 см². Такие же фильтры используют для улавливания взвеси при очистке резервуаров с помощью системы специальных сопл.

На рис. 4.8 показана компоновка оборудования насосной для подачи мазута в котельную с котлами ТГМП-204 (блок мощностью 800 МВт).

4.4. Топливное хозяйство газотурбинных электростанций

Газотурбинные установки предъявляют более высокие требования к качеству жидкого топлива, чем котлы. Это предопределяет особенности в приемке, хранении, подаче на сжигание и контроле газотурбинного топлива.

Не следует допускать попадания воды в газотурбинное топливо при разогреве его в цистернах, на приемно-сливном устройстве, при хранении и подаче на сжигание. Попавшая в топливо вода заполняет поры фильтрующих элементов, и период работы тонких фильтров сокращается. Вода способствует разложению топлива при его хранении, и в ней возможно размножение микроорганизмов. Она усиливает коррозионные процессы при сжигании газотурбинного топлива.

Для разогрева газотурбинного топлива в цистернах применяют герметизированные разогревающие устройства, циркуляционный разогрев (подача разогретого топлива в цистерны) и т.п. Сжигать обводненное топливо в ГТУ не допускается.

Газотурбинное топливо, как и все нефтепродукты (за исключением мазутов), имеющие температуру вспышки 120 °С и ниже, по требованиям пожарной безопасности сливается закрытым способом. При этом также предотвращается загрязнение топлива атмосферной пылью и продуктами коррозии.

Минимальная температура газотурбинного топлива в резервуарах определяется из условий надежности работы топливозаборных устройств и откачивающих насосов, а максимальная из условий пожарной безопасности – не менее чем на 10 °С ниже температуры вспышки.

Топливо из резервуаров для подачи на сжигание в ГТУ отбирается плавающим заборным устройством из верхних слоев резервуара, с тем чтобы в нем было минимальное количество механических примесей и воды. При этом резервуары используются как отстойники, являясь первой эффективной ступенью очистки газотурбинного топлива. Слив и рециркуляция топлива организовываются так, чтобы придонные слои не перемешивались с верхними. Для более полного удаления придонных слоев дно резервуара выполняется с уклоном.

При отстаивании топлива концентрация механических примесей и количество воды в придонных слоях возрастают. Если обводнение превышает

0,5%, то этот слой должен быть сдренирован в специальные резервуары или емкости мазутосклада. Сдренированное топливо можно сжечь в котлах. По мере необходимости резервуары очищаются от донных отложений.

4.5. Природное газовое топливо и газовое хозяйство ТЭС

По современным воззрениям природные горючие газы биохимического происхождения образуются в земной коре в результате бактериального разложения органических остатков, погребенных в осадочных породах. Все природные горючие газы представляют собой смеси газообразных предельных углеводородов метанового ряда C_nH_{2n+2} с преобладающим количеством метана CH_4 . Месторождения газа делят на чисто газовые и газоконденсатные. Газ первых из них состоит почти из одного метана. Газ газоконденсатных месторождений кроме метана содержит значительное количество высших углеводородов, в основном пропана и бутана, которые легко конденсируются при повышении давления и охлаждении газа.

При добыче нефти получают попутный (нефтепромысловый) газ. При выходе нефти из скважины давление ее снижается и из нефти выделяются растворенные в ней газы, количество которых составляет 10–15% нефти. Для попутного газа характерно наибольшее содержание высших углеводородов по сравнению с другими видами природного газового топлива.

В небольших количествах в состав природного газа входят азот и диоксид углерода. Природные газы некоторых месторождений Средней Азии и Оренбургского газоконденсатного месторождения содержат до 5–6% сероводорода H_2S и некоторое количество сероорганических соединений, в основном сероуглерода CS_2 , серооксида углерода COS и меркаптанов.

До поступления в магистральные газопроводы газ проходит переработку на специальных газовых заводах. В зависимости от состава газов переработка может включать следующие операции: очистку от сероводорода и диоксида углерода, извлечение высших углеводородов, осушку и одоризацию газа. Последняя операция (одоризация) заключается во введении в газ небольших количеств резко пахнущих веществ для придания ему запаха, позволяющего обнаружить присутствие газа в воздухе.

При небольшом удалении ТЭС от места добычи газа он поступает на ТЭС из газопроводной сети и газосборников месторождений. От дальних источников газ по магистральным газопроводам подается на газораспределительные районные станции (ГРС), отдающие газ различным потребителям, в том числе и ТЭС.

На электростанциях, сжигающих газ в качестве основного или сезонного топлива, предусматривается газорегуляторный пункт (ГРП), который располагается на территории электростанции в отдельных зданиях или под навесами. Производительность ГРП на ТЭС, для которых газовое топливо является основным, рассчитывается на максимальный расход газа всеми рабочими котлами, а на электростанциях, сжигающих газ сезонно, — по расходу газа для летнего режима.

На газомазутных электростанциях мощностью до 1200 МВт и ТЭЦ с расходом пара до 4000 т/ч может сооружаться один ГРП. На электростанциях большей мощности сооружается соответственно два или более ГРП.

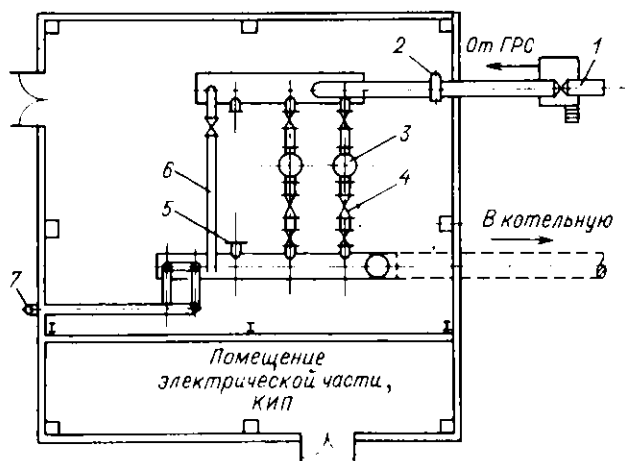


Рис. 4.9. Газорегуляторный пункт:

1 – газопровод высокого давления от ГРС; 2 – расходомерная шайба; 3 – фильтр; 4 – клапан регулирующий; 5 – резервные места для линии регулирования; 6 – байпасная линия; 7 – предохранительный сбросной пружинный клапан

Для электростанций на газе при отсутствии мазутного хозяйства сооружается не менее двух ГРП независимо от мощности электростанции. Газ от газораспределительной станции подводится на каждый ГРП по одному газопроводу без резерва.

Помещения ГРП должны иметь естественное и электрическое освещение и естественную постоянно действующую вентиляцию, обеспечивающую воздухообмен в 1 ч не менее трехкратного; они должны отапливаться и иметь температуру не ниже 5°C .

Газорегуляторный пункт показан на рис. 4.9. В соответствии со СНиП II-37-76 необходимо предусматривать установку следующего оборудования: фильтра, регулятора давления, сбросного предохранительного устройства на выходе, запорной арматуры, манометров на входе и выходе, а также на обводной линии (байпасе). Предусматривают также сигнализацию о повышении и снижении давления газа сверх установленных пределов. Число параллельных установок, регулирующих давление газа, в каждом ГРП выбирается с учетом одной резервной. Давление газа в ГРП снижается регуляторами двух разновидностей: мембранными прямого действия и электронными. Наиболее крупный из регуляторов прямого действия типа РДУК-2-200 имеет максимальную производительность $36\,000\text{ м}^3/\text{ч}$, что соответствует расходу газа одним котлом паропроизводительностью 500 т/ч .

Электронные регуляторы представляют собой, как правило, поворотную заслонку с приводом от электрического исполнительного механизма, установленного вне регуляторного зала и связанного с заслонкой тягами длиной не более 6 м . Производительность таких регуляторов зависит в основном от принятого диаметра, что позволяет ограничиться двумя нитками регулирования – рабочей и резервной. За регуляторами давления

должны стоять не менее двух предохранительных сбросных устройств пропускной способностью не менее 10% пропускной способности наибольшего из регуляторов давления пружинного действия.

Для продувки газопроводов устанавливают продувочные свечи. Газопроводы при заполнении газом должны продуваться до вытеснения всего воздуха, а при освобождении от газа должны продуваться воздухом до вытеснения всего газа. Необходимость этого обусловлена способностью газа в определенной пропорции с воздухом образовывать взрывоопасную смесь. Если объемная доля природного газа в воздухе составляет 5—15%, достаточно искры, чтобы смесь взорвалась. Трубопроводы для продувки газопроводов (свечи) и трубопроводы от предохранительных сбросных устройств ГРП должны выводиться наружу в места, обеспечивающие условия для рассеивания газа, но не менее чем на 1 м выше корпуса здания. Условный диаметр свечей должен быть не менее 20 мм. Допускается объединение продувочных свечей и свечей от сбросных предохранительных клапанов одинакового давления в общую точку. Свечи должны иметь минимальное число поворотов, а также устройства, исключающие возможность попадания в свечи атмосферных осадков.

Газопроводы ГРП, в том числе наружные входные на длине не менее 20 м, должны быть покрыты звукопоглощающей изоляцией.

Прокладка всех газопроводов в пределах ГРП и до котлов — наземная. Подвод газа от каждого ГРП к магистрали котельного отделения и от магистрали к котлам не резервируется, и газ может подаваться по одной нитке. Газовый коллектор, распределяющий газ по котлам, прокладывается вне котельного отделения. Вся арматура на основных газопроводах устанавливается только стальная.

На отводе газопровода к котлу устанавливаются запорные органы с электрическим и ручным приводами, устройства для установки заглушки с приспособлением для разжима и токопроводящие перемычки, штуцер для продувки газопровода котла воздухом или инертным газом, быстродействующий запорный орган, измерительная диафрагма, регулятор расхода газа. Непосредственно перед каждой горелкой котла устанавливаются последовательно два запорных органа: один с электрическим, второй с ручным приводом.

ЗОЛОШЛАКОУДАЛЕНИЕ НА ТЕПЛОВЫХ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЯХ

Глава пятая

ЗОЛОШЛАКОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ

5.1. Химико-минералогический состав
и классификация золошлаковых материалов

Образующаяся при сжигании топлива зола уносится из котла дымовыми газами (зола уноса) и частично выпадает в нижнюю часть топки. Дымовые газы очищаются от золы уноса в золоуловителях. Спекшаяся или сплавленная минеральная масса, образующаяся в результате расплавления золы при высоких температурах, называется шлаком. Золу и шлак объединяют общим названием *золошлаковые материалы*.

Состав и свойства золошлаковых материалов определяются количественным соотношением входящих в них минералов, который в свою очередь прежде всего зависит от минералогического состава исходной неозоленной части топлива.

Главные составляющие золошлаковых материалов — это оксиды SiO_2 , Al_2O_3 , FeO , Fe_2O_3 , CaO , MgO . Небольшая доля приходится на сульфаты CaSO_4 , MgSO_4 , FeSO_4 ; в еще меньших количествах присутствуют фосфаты, оксиды щелочных металлов K_2O , Na_2O . В золошлаковых материалах могут содержаться биогенные микроэлементы (фтор, марганец, кобальт, свинец, медь и др.) и токсичные (бор, ванадий, мышьяк, стронций, бериллий и др.).

Оксиды SiO_2 , TiO_2 , P_2O_5 относятся к кислотным, оксиды CaO , MgO , FeO , K_2O и Na_2O — к основным, Al_2O_3 , Fe_2O_3 — к амфотерным. Последние ведут себя как кислые в сплавах с преобладанием основных оксидов и как основные в сплавах с преобладанием кислых оксидов.

Кислотность золошлаковых материалов K выражают через отношение содержания в золе или шлаке кислых оксидов к суммарному содержанию основных и амфотерных оксидов, а основность O — через аналогичное отношение содержания основных оксидов к содержанию кислых и амфотерных оксидов:

$$K = \frac{[\text{SiO}_2] + [\text{TiO}_2] + [\text{P}_2\text{O}_5]}{[\text{FeO}] + [\text{CaO}] + [\text{MgO}] + [\text{Al}_2\text{O}_3] + [\text{Fe}_2\text{O}_3]} ; \quad (5.1)$$

$$O = \frac{[\text{FeO}] + [\text{CaO}] + [\text{MgO}] + [\text{K}_2\text{O}] + [\text{Na}_2\text{O}]}{[\text{SiO}_2] + [\text{Al}_2\text{O}_3] + [\text{TiO}_2] + [\text{P}_2\text{O}_5] + [\text{Fe}_2\text{O}_3]} . \quad (5.2)$$

Золошлаковые материалы называют кислыми при $K > 1$, основными при $O > 1$ и нейтральными, если они не удовлетворяют этим двум условиям.

Состав золы энергетических углей по содержанию компонентов SiO_2 , Al_2O_3 , CaO и Fe_2O_3 колеблется в широких пределах: от сильнооснов-

ной — с высоким содержанием оксидов кальция, магния и железа — до кислоскремневистой. Зола сжигаемых на электростанциях каменных углей и антрацитов состоит преимущественно из SiO_2 и Al_2O_3 , известна содержится в них в небольших количествах (2–15%). В золе канско-ачинских углей и прибалтийских сланцев содержание CaO , наоборот, высокое и может достигать до 65%. Химический состав золы ряда топлив приведен в табл. 5.1. Одному и тому же химическому составу золы могут соответствовать различные минералы и соединения, обладающие различными физико-химическими свойствами.

Почти все компоненты золы и шлаков сами по себе весьма тугоплавки. Например, температура плавления кремнезема SiO_2 равна 1728°C , корунда Al_2O_3 2050°C , гематита Fe_2O_3 1562°C , оксида кальция CaO 2585°C , оксида магния MgO 2800°C . Однако в многокомпонентных системах образуются эвтектические сплавы и жидкая фаза наблюдается при температурах существенно ниже температур плавления отдельных компонентов. В составе зол условно выделяют три группы веществ: стекловидные, кристаллические, органические.

Стекловидные вещества представляют собой продукты термохимического и фазового превращения минеральной части топлива, главным образом тугоплавких глин. Большинство стекловидных частиц имеет сферическую форму, и они бывают либо сплошными, либо полыми. Встречаются чешуйчатые и губчатые частицы, а также представленные вспученной массой. В золах присутствуют также стеклоорганические и стеклокристаллические частицы. Стекловидные частицы обычно сконцентрированы в мелких фракциях золы.

Кристаллическую часть золы составляют первичные минералы топлива и минералы, образовавшиеся в результате превращений в топочном процессе. Основу золы большинства каменных углей, антрацитов, а также бурых углей с малым содержанием кальция составляют главным образом кварц SiO_2 , муллит $3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$, магнетит Fe_3O_4 , гематит Fe_2O_3 и в меньшей степени ортоклаз $\text{K}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2$ и ряд других минералов.

Особую роль в формировании свойств золовых отложений играют гипс $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, кальцит CaCO_3 и доломит $\text{Ca Mg}(\text{CO}_3)_2$, а также продукты их частичного термического разложения — ангидрит $\text{Ca}(\text{OH})_2$ и свободный оксид кальция CaO . В золах всех топлив содержатся сульфаты и карбонаты кальция.

Из новообразованных минералов следует отметить так называемые клинкерные минералы — силикаты, алюминаты и ферриты кальция различной основности, определяющие способность намываемых золошлаковых материалов к самопроизвольной цементации. Промежуточное положение между кристаллическими и стекловидными группами веществ занимают продукты термообработки глинистых минералов с высокой температурой плавления.

Практически во всех золах содержатся *органические включения* (недожог) в виде кокса и полукокса либо в форме самостоятельных частиц, либо в форме включений в крупные фракции золы.

В зависимости от типа топочной камеры (с твердым или жидким шлакоудалением) при сжигании топлива образуются две разновидности

Таблица 5.1. Характеристики золы твердых топлив

Бассейн (место- рождение)	Марка, класс	$A^c, \%$	$S_{об}^c, \%$	Химический состав золы на бессоульфат- ную массу, %					
				SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O
Донецкий	Р	28,0	3,5	52,7	25,7	14,1	2,0	0,9	2,6
	ГР	28,0	3,5	50,5	24,2	16,7	2,5	1,4	3,1
	ЖР	25,0	3,0	53,0	21,7	16,8	3,2	1,6	2,6
	ТР	25,0	2,7	49,9	22,3	17,5	4,0	1,6	2,8
	АС, АСШ	30,0	1,9	51,4	22,4	15,3	3,8	1,6	3,3
	Р, ДСШ	15,0	0,4	59,3	21,0	5,7	5,3	2,2	3,8
	ГР, ГМ	15,5	0,5	54,0	23,5	7,0	6,5	3,0	2,7
	ОСР	15,0	0,6	66,0	18,3	4,7	3,8	1,9	3,6
	СС2ССМ	20,0	0,4	67,5	20,2	4,0	1,8	0,8	4,0
	ТОМСШ, ТМСШ, ТР	20,0	0,6	54,5	26,5	7,0	4,1	2,3	2,4
Экибастузский	ССР	35,0	0,8	66,0	27,0	3,5	1,7	0,2	0,7
Карагандин- ский	КЖР	30,0	0,9	59,0	26,0	6,0	3,5	1,0	2,0
Печорский	ДР	31,0	3,2	56,5	19,1	12,8	5,8	2,4	1,3
Канско- ачинский (Березовское)	Б2	7,0	0,3	30,0	11,0	9,0	42,0	6,0	1,2
Подмосковный	Б2Р	39,0	4,2	48,2	35,6	9,6	4,1	0,7	0,7

Примечание. t_1 — температура начала деформации золы, °С; t_2 — температу-
 t_0 — температура начала истинно жидкого состояния, °С; $t_{н.ж}$ — температура нор

шлака — твердый и жидкий. Шлаки жидкого шлакоудаления практически все представлены стеклом, твердого — в основном стеклом, а кристаллическая часть этих шлаков образована преимущественно кварцем, магнетитом, гематитом, муллитом.

Минералогический состав золошлаковых материалов различных видов твердых топлив изучен пока недостаточно, поэтому отсутствует единый подход к их классификации, основанный на химико-минералогических критериях. Характер классификации определяется кругом задач, которые она помогает решать.

Для оценки возможности образования карбонатных отложений в каналах и трубах при гидротранспорте золошлаковых материалов, для оценки качества золы и шлака при использовании их для возведения дамб золоотвалов и как сырья для производства строительных материалов получила распространение предложенная ВТИ классификация зол по химическому составу минеральной части, представленному в оксидной форме. При этом в качестве основного показателя принято содержание кальция в золошлаковых минералах.

Плавкость золы, °С					t_0 , °С	$t_{н.ж.}$, °С
Na ₂ O	TiO ₂	t_1	t_2	t_3		
1,6	1,0	1000	1200	1280	1430	1480
		940–1260	1080–1400	1160–1450		
1,0	0,6	1050	1200	1280	1350	1450
		1000–1200	1100–1300	1200–1400		
1,0	0,7	1000	1200	1270	–	–
1,2	0,7	1120	1200	1250	1400	1400
1,5	0,7	1110	1210	1240	1350	1420
1,0	0,9	1110	1310	1400	1550	
1,4	0,9	1150	1270	1340	1400	1450
1,0	0,7	1130	1300	1395	1550	1700
0,5	0,9	1180	1500	1500	–	1700
0,8	0,9	1310	1350	1420	–	–
0,2	0,7	1300	1500	1500	–	1740
1,4	1,1	1300	1480	1500	–	1470
1,2	0,9	1050	1220	1300	1350	1450
0,8	–	1270	1290	1310	1400	1400
0,3	0,8	1350	1500	1500	1700	1700
		1000–1600	1100–1600	1150–1600		

ра размягчения золы, °С; t_3 – температура жидкоплавкого состояния золы, °С;
 мального жидкого шлакоудаления, °С.

Согласно этой классификации зола и шлак разделены на три основные группы. К первой группе отнесены золошлаковые материалы сланцев, канско-ачинского угля. Эта группа характеризуется большим содержанием общего и свободного кальция, максимальное содержание которого может достигать 60%. Зола и шлак указанных топлив обладают свойством самостоятельного твердения и могут применяться в качестве вяжущего при возведении дамб золоотвалов и изготовлении строительных изделий преимущественно методом автоклавного твердения.

Ко второй группе отнесены золошлаковые материалы челябинского, азейского, райчихинского, печорского и некоторых других углей. Отличительная черта этой группы – общее содержание оксидов кальция составляет 5–20%, а свободный оксид кальция не превышает 2%. Основное направление использования золошлаковых материалов этой группы – производство изделий, твердеющих при тепловой обработке с активизаторами.

К третьей группе отнесены золошлаковые материалы экибастузского, кузнецкого, донецкого, карагандинского, подмосковного и других углей.

Для золы и шлака этой группы характерно высокое содержание кислых оксидов (SiO_2 и Al_2O_3) и низкое содержание оксидов кальция. Максимальное содержание свободного оксида кальция, который является активатором процесса твердения, не превышает 1%, а в некоторых золошлаковых материалах его может не быть совсем. Зола и шлак этой группы могут использоваться в дорожном строительстве, при производстве кирпича и зольного гравия.

5.2. Гранулометрический состав, форма, плотность и абразивность золошлаковых материалов

Размеры частиц золы зависят от тонкости помола топлива. Если топливо измельчается барабанными шаровыми и среднеходными валковыми мельницами, то зола в целом оказывается более тонкой, чем при измельчении топлива молотковыми мельницами и мелющими вентиляторами.

Сухие золоуловители по сравнению с мокрыми улавливают более грубую золу. Состав золы, уловленной многопольными горизонтальными электрофильтрами, зависит от рода твердого топлива, а также от количества и эффективности работы предвключенных аппаратов. При комбинированном золоулавливании наиболее крупные фракции золы улавливаются в первой ступени очистки дымовых газов. Состав золы, уловленной вторым, третьим и четвертым полями электрофильтров, изменяется незначительно (зола весьма тонкая максимальный размер частиц не более 0,25 мм).

Зола, поступающая в систему золоудаления, представлена преимущественно фракциями 0,01—0,1 мм при наибольшем размере частиц 1—2 мм и наименьшем 0,005 мм. Средняя крупность частиц золы изменяется незначительно в пределах 0,03—0,07 мм. Наиболее мелкая зола характерна для эстонских сланцев и ангренских углей, а наиболее крупная — для торфа. Дисперсный состав золы может характеризоваться или фактическими размерами частиц, или их стоксовскими диаметрами. *Стоксовским диаметром частицы* называется диаметр сферической частицы, имеющей такую же скорость оседания в неподвижной жидкости, как и данная несферическая частица. Для определения размеров частиц золы применяются методы ситового анализа, воздушной сепарации, жидкостной седиментации и микроскопического анализа.

Ситовый анализ основан на просеивании проб золы через сита с отверстиями различных размеров. О дисперсном составе судят по массе остатка на соответствующих ситах R в процентах массы просеиваемой пробы. Вместо остатка может использоваться значение прохода через сито $D = 100 - R, \%$.

Метод воздушной сепарации (отвеивание) применяется для анализа тонкой золы (размер частиц менее 40 мк), так как она плохо проходит через сито, замазывая сетку. При этом методе используются воздушные классификаторы из ряда цилиндрических сосудов разного диаметра (обычно принимаемое соотношение диаметров 4 : 2 : 1), в которых последовательно отвеивают пробу золы. Полные остатки и содержание отдельных фракций подсчитываются так же, как и при ситовом анализе.

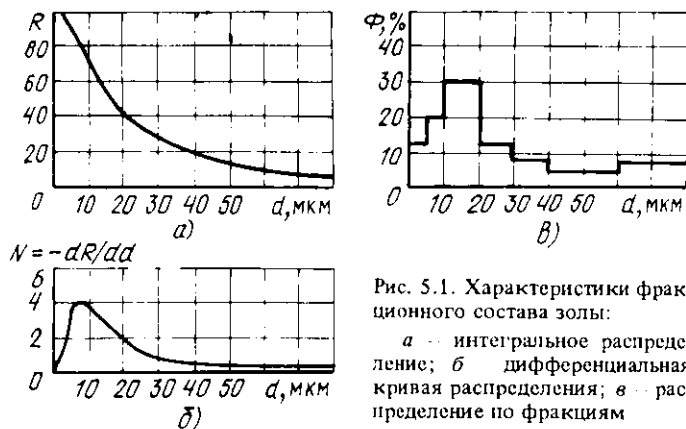


Рис. 5.1. Характеристики фракционного состава золы:

а — интегральное распределение; б — дифференциальная кривая распределения; в — распределение по фракциям

При *седиментации* (оседании мелких частиц в жидкости под воздействием гравитационного поля) размеры частиц определяют по скорости отстаивания взмученной золы в воде. *Микроскопический анализ* с использованием специальных сканирующих систем в сочетании с ЭВМ позволяет определить количество частиц и все геометрические параметры, связанные с проекциями частиц. Распределение частиц по размерам представляют обычно в табличной или графической форме.

Откладывая по оси абсцисс размер частиц d , а по оси ординат — массовую долю частиц, размеры которых либо меньше, либо больше d , строят интегральные кривые дисперсности. Пример такой кривой показан на рис. 5.1, а на графике с линейным масштабом по осям координат. Если откладывать по оси ординат долю частиц соответствующего размера, то получится кривая дисперсности, которая называется дифференциальной кривой распределения частиц по размерам (рис. 5.1, б). Полагая, что внутри некоторого интервала размеров массовая доля частиц постоянна, можно получить ступенчатую кривую дисперсности — гистограмму (рис. 5.1, в).

Поступающие в систему шлакоудаления шлаки принято делить на шесть групп. В первые четыре группы входят следующие угольные шлаки: неизмельченный, измельченный, жидкий измельченный, жидкий неизмельченный (встречается довольно редко), в пятую группу выделен шлак сланцев, а в шестую — шлак торфа. Кроме того, твердые шлаки подразделяются на три подгруппы: мелкие, средние, крупные. К мелким относятся шлаки сланцев, торфа и тугоплавкие шлаки углей, а к крупным — легкоплавкие шлаки. Шлак сланцев — наиболее мелкий по составу, а жидкий неизмельченный шлак — наиболее крупный.

На выходе из шлаковых ванн котла куски шлака могут иметь максимальный размер до 500–600 мм. После шлакодробилок котла максимальный размер кусков шлака составляет 40–60 мм, а в основном шлак имеет фракции 0,1–20 мм.

При раздельном удалении золы и шлака средний гранулометрический состав шлака можно ориентировочно принимать по данным табл. 5.2.

Таблица 5.2. Осредненный гранулометрический состав шлака

Шлак	Процентное содержание фракций, мм				
	40-20	20-10	10-5	5-2	2-1
Угольных топлив:					
твердых измельченных	—	11	10	9	5
твердых неизмельченных:					
мелких	—	—	—	8	7
средней крупности*	7	8	6	14	11
крупных*	46	16	7	9	3
жидких измельченных	9	16	27	32	12
жидких неизмельченных*	37	23	20	13	5
Сланцев	—	—	—	6	4
Торфа	—	—	7	13	19

*Максимальный размер отдельных кусков шлака, поступающих в каналы ГЗУ.

Для оценки физико-механических свойств золы и шлака, прогноза истирания каналов и трубопроводов, по которым транспортируются золошлаковые материалы, для оценки их поведения на золоотвалах, при использовании в народном хозяйстве необходимо знать форму и удельную поверхность частиц.

В инженерной практике для характеристики формы частиц золы и шлака обычно используют визуальные шкалы, оценивающие окатанность частиц в баллах.

Средние баллы окатанности данной фракции B_{ϕ} , а также всей пробы $B_{\text{ср}}$ при известном гранулометрическом составе вычисляются по следующим формулам:

$$B_{\phi} = \frac{n_1 B_1 + n_2 B_2 + \dots + n_n B_n}{\sum n} ; \quad (5.3)$$

$$B_{\text{ср}} = \frac{P_1 B_{\phi 1} + P_2 B_{\phi 2} + \dots + P_k B_{\phi k}}{100}, \quad (5.4)$$

где $n_1, n_2, \dots, n_n$ — число частиц в данной фракции, балл окатанности которых равен соответственно $B_1, B_2, \dots, B_n$; $P_1, P_2, \dots, P_k$ — процент содержания каждой фракции в общем составе исследуемого материала ($\sum P = 100\%$), балл окатанности которых равен соответственно $B_{\phi 1}, B_{\phi 2}, \dots, B_{\phi k}$.

На рис. 5.2 приведена восьмибалльная шкала для оценки окатанности золошлаковых материалов. Первые четыре балла относятся к группе неокатанных частиц с разным характером краев, граней и ребер, а следующие четыре балла — к группе окатанных частиц. Балльность окатанности частиц шлака может оцениваться при визуальном осмотре, частиц фракций 0,25–0,04 мм — по микрофотографиям, частиц фракций меньше 0,04 мм — по электронным микрофотографиям.

Шлак	Процентное содержание фракций, мм				
	1-0,5	0,5-0,25	0,25-0,1	0,1-0,05	0,05
Угольных топлив:					
твердых измельченных	6	19	22	13	5
твердых неизмельченных:					
мелких	6	14	35	20	10
средней крупности*	11	12	15	12	4
крупных*	3	3	6	3	4
жидких измельченных	2	2	-	-	-
жидких неизмельченных*	2	-	-	-	-
Сланцев	19	25	29	11	6
Торфа	21	21	11	6	2

составляет 80-100 мм.

Форма частиц, поступающих в систему золоудаления, зависит от следующих основных факторов: характеристик плавкости золы, теоретической температуры горения топлива $t_{г.т.}$, крупности частиц, содержания недожога, типа золоуловителя.

Чем выше плавкость и чем ниже температура размягчения золы, тем больше в ней частиц с баллами окатанности 6-8. Частицы тем более оплавлены (выше балл окатанности), чем выше температура сгорания топлива $t_{г.}$. Чем мельче фракция золы, тем больше в ее составе окатанных частиц при

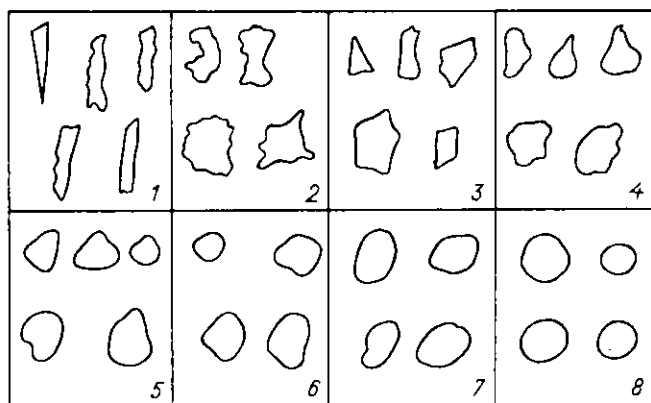


Рис. 5.2. Шкала для оценки окатанности частиц золошлаковых материалов:

1 - щепковидные частицы с рваными краями (отношение длины частицы к ширине больше трех); 2 - совершенно неокатанные частицы с выступающими гранями большой высоты; 3 - неокатанные частицы с острыми ребрами; 4 - неокатанные частицы со сглаженными ребрами; 5 - окатанные частицы со сглаженными ребрами; 6 - хорошо окатанные частицы; 7 - идеально окатанные частицы с равномерной поверхностью; 8 - шары

условии, что относительная температура горения топлива $t_{\Gamma}/t_{\Gamma.T} \leq 0,7$. При $t_{\Gamma}/t_{\Gamma.T} > 0,7$ балл окатанности практически не зависит от крупности частиц золы. Частицы несгоревшего топлива почти неокатанны, поэтому чем выше содержание в золе недожога, тем ниже средний балл окатанности всей пробы.

Степень окатанности частиц k_0 может определяться по формуле

$$k_0 = 4\pi S/P^2, \quad (5.5)$$

где S и P -- площадь и периметр проекции частицы.

Значение k_0 легко находится при использовании сканирующих электронных систем в сочетании с ЭВМ.

При характеристике золошлаковых материалов используют понятия плотности и агрегатной плотности. Плотность ρ -- это отношение массы собственно материала M , образующего частицу, к его объему V , т.е. $\rho = M/V$, а под агрегатной плотностью понимают отношение массы частицы $M_{\text{ч}}$ к ее объему $V_{\text{ч}}$ (с учетом имеющихся в частице замкнутых пор, заполненных воздухом): $\rho_a = M_{\text{ч}}/V_{\text{ч}}$.

При отсутствии в частицах замкнутых пор (песок, гравий и пр.) $\rho = \rho_a$. Для золы и шлака $\rho > \rho_a$, и эти величины связаны между собой следующей зависимостью:

$$\rho_a = \rho(1 - \bar{V}_{\text{п}}), \quad (5.6)$$

где $\bar{V}_{\text{п}} = V_{\text{п}}/V_{\text{ч}}$ -- относительный объем замкнутых пор; чем крупнее частица, тем $\bar{V}_{\text{п}}$ больше.

Объем замкнутых пор у частиц твердого шлака больше, чем у частиц жидкого шлака. Для твердого шлака отношение ρ/ρ_a составляет 1,03--1,3; для жидкого 1,01--1,1. Для частиц золы, особенно тонких фракций, можно полагать $\rho \approx \rho_a$.

Поступающий в систему золошлакоудаления материал представляет собой совокупность неодинаковых по химико-минералогическому составу и неоднородных по размерам и форме частиц, поэтому для характеристики золошлакового материала как целого вводят понятия средней агрегатной плотности $\bar{\rho}_a$ и коэффициент неоднородности агрегатной плотности ξ_a .

Величина $\bar{\rho}_a$ представляет собой отношение массы всех частиц в пробе ΣM к их объему ΣV :

$$\bar{\rho}_a = \Sigma M / \Sigma V. \quad (5.7)$$

Значения этой величины для золы и шлака приведены в табл. 5.3. При совместном удалении золы и шлака значения $\bar{\rho}_a$ определяются по известному выходу золы и шлака на ТЭС.

Большую среднюю агрегатную плотность имеют золошлаковые материалы, содержащие в составе образующих их минералов относительно большой процент окиси и закиси железа. Несколько меньшая средняя агрегатная плотность твердого шлака объясняется большим объемом пор в его частицах.

Коэффициент неоднородности агрегатной плотности выражается отношением плотностей наиболее тяжелой и наиболее легкой фракций. Этот

Таблица 5.3. Средняя агрегатная плотность золошлаковых материалов $\bar{\rho}_a$

Род топлива	Средняя агрегатная плотность $\bar{\rho}_a$		
	Зола	Твердый шлак	Жидкий шлак
<i>Угли</i>			
Назаровский	3,2-3,0	—	3,0
Подмосковный	2,8-2,35	2,8-2,3	—
Ангренский	2,6-2,45	2,4-2,2	2,9-2,6
Райчихинский	2,55-2,40	2,4-2,0	—
Донецкий	2,45-2,3	2,0	2,65
Львовско-волынский	2,45-2,3	2,2	2,45
Печорский	2,40	2,4-2,2	—
Челябинский	2,3-2,1	2,2-2,1	2,45-2,5
Карагандинский	2,2-2,05	2,1-2,05	—
Воркутинский	2,15-2,10	2,15-2,0	—
Кузнецкий	2,15	1,9	2,5
Экибастузский	2,15-1,95	2,2-2,1	—
<i>Торф</i>			
Месторождения Белорусской ССР,	2,8-2,35	2,8-2,3	—
Латвийской ССР, Ленинградской обл.			
Месторождения Московской обл.	2,6-2,4	2,0	—
<i>Сланцы</i>			
Эстонский	3,1-2,9	2,9-2,7	3,2
Гдовский, кашпирский	2,8	2,8	—

коэффициент для золы и шлака различных углей изменяется в пределах 1,31-1,64 и 1,14-1,72.

Абразивность летучей золы зависит от содержания в исходной минеральной части глинистой составляющей и соотношения входящих каолинита $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$, гидрослюда, монтмориллонитов $Al_2O_3 \cdot x \cdot 4SiO_2 \cdot nH_2O$. Например, в минеральной части экибастузского и кузнецкого углей содержится одинаковое количество глинистых минералов — около 54%, а свойства их летучей золы различны, так как в экибастузском угле глинистые минералы представлены каолинитом, а в кузнецком — гидрослюдами. Из каолинита при нагревании образуется тугоплавкий кристаллический абразивный муллит $3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$, а гидрослюды расплавляются и застывают при охлаждении в виде оплавленных стекловидных шариков. Зола экибастузского угля относится к числу наиболее абразивных.

Абразивные свойства золы, связанные с твердостью и плотностью ее частиц и с их формой, определяют специальным прибором — абразивметром. В этом приборе образец из стали марки 20 подвергается воздействию золы. Испытания проводят в строго определенных условиях (ГОСТ 21708-76). Результаты испытания представляют в форме коэффициента абразивности k_a , значение которого пропорционально потере массы стального образца.

5.3. Скорость оседания частиц золошлаковых материалов

Для частиц золошлаковых материалов, транспортируемых в системах гидро- и пневмозолоудаления, необходимо знать скорость равномерного оседания отдельных частиц под действием силы тяжести в неподвижном объеме воды и в неподвижном воздухе в свободных условиях, когда на частицу не влияют соседние частицы и ограничивающие стенки. Для частиц, оседающих в воде, эта скорость носит также название *гидравлической крупности*, потому что она зависит не только от геометрических размеров, но и от плотности и формы частицы, а для частиц, оседающих в воздухе, она называется *скоростью витания*, так как равна скорости восходящего потока воздуха, при которой сила тяжести частицы уравновешивается подъемной силой потока. На частицу, равномерно оседающую в неподвижном объеме воды или воздуха (далее будем называть их обобщенно фазовой средой) действуют сила тяжести F_T , выталкивающая сила (сила Архимеда) F_a и сила сопротивления со стороны фазовой среды F_c . Для установившегося движения частицы условие равновесия действующих на нее сил запишется в виде

$$F_T = F_a + F_c. \quad (5.8)$$

Будем полагать для упрощения, что частица сферична по форме, тогда для соответствующих сил могут быть записаны следующие выражения:

$$F_T = mg = \rho \frac{\pi d^3}{6} g; \quad (5.9)$$

$$F_a = \rho_{\text{ж}} \frac{\pi d^3}{6} g; \quad (5.10)$$

$$F_c = \zeta \frac{\rho_{\text{ж}} w_0^2}{2} \frac{\pi d^2}{4}. \quad (5.11)$$

Здесь $m = \frac{\rho \pi d^3}{6}$ — масса частицы; ρ — плотность частицы; d — диаметр частицы; g — ускорение свободного падения; $\rho_{\text{ж}}$ — плотность жидкости (воды или воздуха); w_0 — скорость оседания частицы относительно неподвижной среды; ζ — коэффициент сопротивления, учитывающий силы трения и разность давления на лобовой и кормовой сторонах частицы.

Подставив в формулу (5.8) выражения (5.9) — (5.11), после очевидного преобразования найдем

$$w_0 = \left(\frac{4}{3} g \frac{\Delta \rho d}{\rho_{\text{ж}} \zeta} \right)^{0.5}, \quad (5.12)$$

где $\Delta \rho = \rho - \rho_{\text{ж}}$.

В случае оседания золотой частицы в воздухе $\Delta \rho \approx \rho$, поэтому

$$w_0 = \left(\frac{4}{3} g \frac{\rho d}{\rho_{\text{ж}} \zeta} \right)^{0.5}. \quad (5.12a)$$

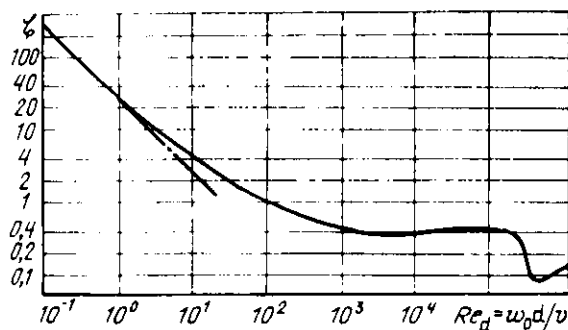


Рис. 5.3. График зависимости $\zeta = f(Re_d)$ для шара

Коэффициент сопротивления ζ является функцией числа Рейнольдса $Re_d = w_0 d / \nu$, где ν — кинематическая вязкость жидкости. В общем случае значения ζ находятся по экспериментальным данным. График зависимости $\zeta = f(Re_d)$ для шара показан на рис. 5.3.

Можно отметить несколько характерных режимов обтекания оседающих частиц различного размера. При малых числах Рейнольдса ($Re_d \leq 0,5$) наблюдается плавное обтекание частицы без образования вихрей (ламинарный режим). Траектория оседания частицы строго вертикальная. Для этой области сила сопротивления описывается линейным законом Стокса (стоксовский размер частиц)

$$F_c = 3\pi\mu dw_0, \quad (5.13)$$

где μ — динамическая вязкость жидкости.

Для скорости оседания частицы в этом случае получим выражение

$$w_0 = \frac{1}{18} \frac{gd^2}{\mu} (\rho - \rho_{\text{ж}}) = \tau g. \quad (5.14)$$

Величину

$$\tau = \frac{1}{18} (\rho - \rho_{\text{ж}}) \frac{d^2}{\mu} \quad (5.15)$$

называют *временем релаксации* частиц.

При движении в воздухе $\rho \gg \rho_{\text{ж}}$, поэтому можно записать

$$w_0 = \frac{1}{18} \frac{\rho d^2}{\mu} g = \tau g, \quad (5.14a)$$

где

$$\tau = \frac{1}{18} \frac{\rho d^2}{\mu}. \quad (5.15a)$$

Отношение $\beta = 1/\tau$ называют *фактором инерционности* частицы или "*постоянной времени*".

С увеличением размера частиц и ростом Re_d линейная связь сопротивления со скоростью обтекания нарушается и вместо формулы Стокса (5.13) используется общее выражение для силы сопротивления обтекаемых препятствий (5.11).

При числах Рейнольдса более 10 наблюдается образование первоначально неустойчивых и далее постоянных вихрей, которые как бы прилипают к частицам. Траектория осаждения постепенно искривляется и располагается под некоторым углом наклона к вертикали (переходный режим).

При числах Рейнольдса более 10 наблюдается первоначально нерегулярный и далее (при $Re_d \approx 500$) непрерывный отрыв вихрей. Вихревой след за частицей с увеличением числа Рейнольдса представляет собой извилистую кривую (так называемую дорожку Кармана). При больших числах Рейнольдса наблюдаются винтовые траектории (турбулентный режим обтекания). В последней стадии понятие равномерной скорости осаждения является условным, а длина траектории отличается от высоты падения.

Характер движения несферических частиц еще более сложен. Непосредственно получить численное значение ξ на кривой $Re_d = f(w_0)$ нельзя, так как само число Рейнольдса частицы является функцией искомой скорости оседания $Re_d = f(w_0)$. Учитывая это, используем следующий прием. Скорость оседания выражают через число Рейнольдса

$$w_0 = Re_d v / d \quad (5.16)$$

и, подставляя это выражение в формулу (5.12), получают из нее

$$\xi Re_d^2 = \frac{4}{3} \frac{g \Delta \rho d}{v^2 \rho_{ж}} \quad (5.17)$$

Значения параметра ξRe_d^2 как функции Re_d определяют по экспериментальным данным. Зная диаметр частицы и остальные характеристики, входящие в правую часть уравнения (5.17), вычисляют значения комплекса ξRe_d^2 и по таблице или по графику $\xi Re_d^2 = f(Re_d)$ находят соответствующее ему значение Re_d , а по нему, пользуясь формулой (5.16), находят искомую скорость оседания частицы.

Можно также использовать упрощенные (аппроксимационные) формулы. Так, значения скорости оседания золотштактовых частиц в воде w_0 , см/с, (*гидравлическая крупность*) могут быть определены по следующим формулам, аппроксимирующим опытные данные Всесоюзного научно-исследовательского института гидротехники им. Б.Е. Веденесва (ВНИИГ):

$$\text{при } d = 0,005 \div 0,1 \text{ мм}$$

$$w_0 = 40,6 \Delta \rho d^2 / \rho; \quad (5.16a)$$

$$\text{при } d = 0,1 \div 1,4 \text{ мм}$$

$$w_0 = 67,7 \Delta \rho d / \rho; \quad (5.17a)$$

$$\text{при } d > 1,4 \text{ мм}$$

$$w_0 = 33,1 (\Delta \rho d / \rho)^{0,5}. \quad (5.18)$$

Для скорости витания частиц золы в воздухе w_0 , м/с, крупностью 0,01–0,2 мм ВНИИГ предлагает следующую эмпирическую формулу:

$$w_0 = 8 \exp(2,4 \cdot 10^{-4} \rho / \rho_B) (gd)^{0,5}. \quad (5.19)$$

5.4. Выход золошлаковых материалов

Максимальный часовой выход золошлаковых материалов от одного котла, т/ч, с учетом несгоревших частиц топлива определяется по формуле

$$G_{\text{макс}} = \frac{B}{100} \left(A^P + \frac{q_4 Q_H^P}{32\,650} \right), \quad (5.20)$$

где B — часовой расход топлива при номинальной нагрузке котла, т/ч; A^P — зольность топлива на рабочую массу, %; q_4 — потеря от механической неполноты сгорания топлива, %; Q_H^P — низшая теплота сгорания топлива, кДж/кг; 32 650 кДж/кг — теплота сгорания горючих в уносе.

При расчете систем золошлакоудаления следует принимать максимальную зольность топлива, которое может поступать на станцию.

Количества шлака и золы, т/ч, подлежащих удалению с электростанции, определяются по формулам:

количество шлака

$$G_{\text{ш}} = \sum n_i a_{\text{ш}i} G_{\text{макс}i}; \quad (5.21)$$

количество золы

$$G_z = \sum n_i (1 - a_{\text{ш}i}) G_{\text{макс}i} \eta_{\text{з}ui}, \quad (5.22)$$

Таблица 5.4. Доля шлака от общего выхода золошлаковых материалов

Тип топки	Вид топлива	Доля шлака $a_{\text{ш}}$
Топки с сухим шлакоудалением:		
пылеугольная топка с фронтальными горелками	Антрацит, каменные и бурые угли	0,15
то же с угловыми горелками	Каменные и бурые угли	0,07
Шахтно-мельничные топки	Бурые угли	0,15
	Сланцы	0,35
	Фрезерный торф	0,03
Топки с жидким шлакоудалением:		
открытые	Антрацит и полуантрацит, тощие и каменные угли	0,20
	Бурые угли	0,25
полуоткрытые с пережимом	Антрацит, полуантрацит и тощие угли	0,20
	Каменные угли	0,25
	Бурые угли	0,35
Горизонтальные циклонные топки	Каменные и бурые угли	0,85
Топки с вертикальными предтопками	Антрацит	0,75
	Каменные и тощие угли	
	Бурые угли	0,80
Двухкамерные топки	Каменные и бурые угли	0,40

где $G_{\text{макс}i}$ — максимальный часовой выход золошлаковых материалов от котла с топкой i -го типа; n_i — количество котлов с топкой i -го типа; $a_{\text{ш}i}$ — доля шлака от общего выхода золошлаковых материалов котла с топкой i -го типа; η_{3yi} — коэффициент очистки дымовых газов в золоуловителях, установленных на котлах с топкой i -го типа.

Доля шлака от общего выхода золошлаковых материалов зависит от типа топки и вида топлива (табл. 5.4).

Ориентировочные коэффициенты очистки дымовых газов золоуловителями, а также доля золы, улавливаемой отдельными ступенями многоступенчатых золоулавливающих установок и полями электрофильтров, приведены в табл. 5.5.

Таблица 5.5. Коэффициент очистки дымовых газов в золоуловителях различных типов

Золоуловитель	Коэффициент очистки дымо- вых газов η_{3y}
Циклоны батарейные	0,75
Циклоны батарейные БЦУэнергоуголь и НИИОГаз	0,96
Центробежные скрубберы ЦС-ВТИ	0,90
Мокрые золоуловители МП-ВТИ	0,92
Мокрые золоуловители с трубой Вентури	0,97
Электрофильтры двухпольные	0,94
В том числе:	
первое поле	0,73
второе поле	0,21
Электрофильтры трехпольные	0,96
В том числе:	
первое поле	0,62
второе поле	0,24
третье поле	0,10
Электрофильтры четырехпольные	0,98
В том числе:	
первое поле	0,61
второе поле	0,24
третье поле	0,10
четвертое поле	0,03
Двухступенчатая установка, в состав которой входят:	0,96
батарейный циклон	0,72
двухпольный электрофильтр:	
первое поле	0,18
второе поле	0,06
Двухступенчатая установка, в состав которой входят:	0,98
батарейный циклон	0,72
трехпольный электрофильтр:	
первое поле	0,18
второе поле	0,06
третье поле	0,02
Двухступенчатая установка в состав которой входят:	0,99
батарейный циклон	0,72
четырепольный электрофильтр:	
первое поле	0,18
второе поле	0,06
третье поле	0,02
четвертое поле	0,01

6.1. Технологическая схема гидрозолошлакоудаления

В настоящее время на большинстве электростанций зола и шлак удаляются гидравлическим способом и складываются в золоотвалах. Смесь золошлаковых материалов с водой называют *пульпой*. Насосы для подачи золы пульпы называют *шламовыми*, а для подачи шлаковой или шлакозоловой пульпы — *багерными*. Помещение, где размещены эти насосы, называют *багерной насосной*. Широкое распространение гидрозолошлакоудаления объясняется рядом присущих ему достоинств: непрерывным удалением большого количества золошлаковых материалов на значительные расстояния (до 30 км), совмещением процессов грануляции и транспорта шлака, обеспечением полной механизации всего процесса перемещения и укладки в отвал золошлаковых материалов, использованием сравнительно простого и надежного в работе оборудования. Однако этот способ не лишен недостатков. Наиболее существенные из них заключаются в большом удельном расходе воды (10–30 м³ воды на 1 т золошлака) и загрязнении природных водоемов водами систем ГЗУ, содержащими высокотоксичные вещества.

Гидравлическое удаление шлака и золы может быть совместным и раздельным. При этом пульпа от золы и шлаковых бункеров транспортируется соответственно по общим или раздельным каналам и пульпопроводам, а золошлаковый материал складывается в один или в разные отвалы. На электростанциях нашей страны гидрозолошлакоудаление выполняется преимущественно по совместной схеме. Раздельное удаление и складирование золы и шлака применяется, если это обосновано технико-экономически, при наличии соответствующих требований потребителей золы и шлака.

Основные операции в системах гидрошлакоудаления (рис. 6.1): удаление шлака из-под топок котлов и его дробление, эвакуация золы из-под золоуловителей, перемещение золошлакового материала в пределах котельного отделения по каналам до багерной насосной с помощью струй воды, подаваемой из установленных в каналах побудительных сопел; перекачка золошлаковой пульпы багерными насосами по напорным пульпопроводам до золоотвала; намыв золошлакового материала в золоотвал и осветление воды в отстойном пруде.

При прямоточных схемах водоснабжения систем ГЗУ, характерных для относительно старых ТЭС, вода после механического осветления в отстойных прудах сбрасывается в естественные водоемы. Повышение содержания токсичных веществ в сбрасываемой воде создает в водоемах локальные загрязненные зоны с неблагоприятными условиями для жизни организмов.

При оборотных схемах водоснабжения вода после отстойного пруда возвращается на ТЭС для повторного использования. Работа системы гидрозолошлакоудаления зависит от количества удаляемых золошлако-

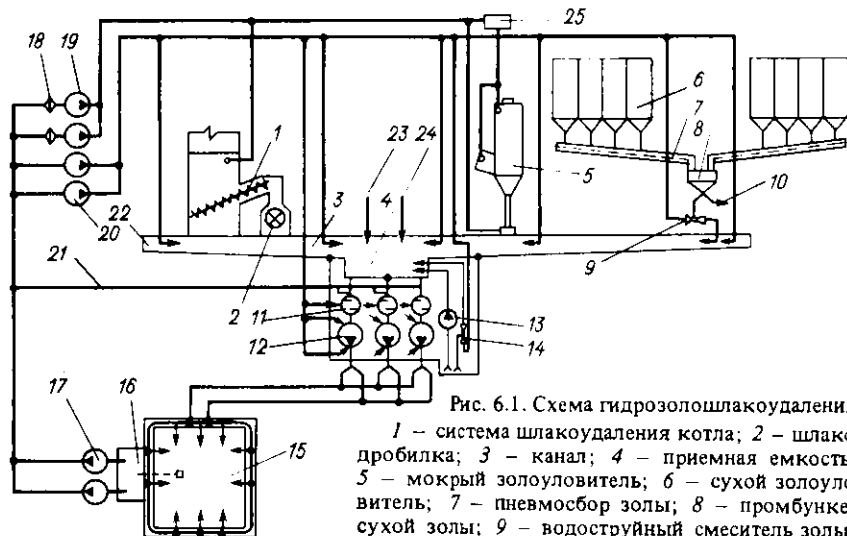


Рис. 6.1. Схема гидрозолошлакоудаления:

1 — система шлакоудаления котла; 2 — шлакодробилка; 3 — канал; 4 — приемная емкость; 5 — мокрый золоуловитель; 6 — сухой золоуловитель; 7 — пневмосбор золы; 8 — промбункер сухой золы; 9 — водоструйный смеситель золы; 10 — возможная выдача золы потребителю или на склад; 11 — металлоуловитель; 12 — багерный насос; 13 — дренажный электронасос; 14 — дренажный водоструйный насос; 15 — золошлакоотвал; 16 — бассейн осветленной воды; 17 — насос осветленной воды; 18 — фильтр; 19 — насос орошающей воды; 20 — насос смывной воды; 21 — осветленная вода на промывку пульпопроводов; 22 — побудительные сопла; 23 — подпитка системы гидрозолошлакоудаления; 24 — сбросы сточных вод; 25 — напорный бак

вых материалов, их физико-химических свойств, схемы водоснабжения системы ГЗУ, расстояния от станции до золоотвала, рельефа местности по трассе напорных пульпопроводов и других факторов.

6.2. Шлакоудаляющие устройства и шлакодробилки, золосмывные аппараты

Заводы-изготовители котлов комплектно с котлами поставляют устройства непрерывного механизированного шлакоудаления: шнековые, роторные и скребковые транспортеры. Широко применяются шлакоудаляющие устройства со шнековыми транспортерами-дробилками (рис. 6.2). Шлак попадает из топки в ванну вместимостью 3–4,5 м³ с проточной водой и, быстро охлаждаясь, растрескивается и частично измельчается. Из ванны шлак выносятся наклонным вращающимся с частотой 2,5–5 об/мин шнеком диаметром 500–600 мм и длиной 5–8 м, установленным с углом наклона 15–25°. При этом более крупные частицы шлака дробятся между элементами шнека и продольными стальными пластинами, находящимися на внутренней поверхности полуцилиндрического желоба, в котором вращается шнек. В верхней его части шлак попадает в цилиндрическую дробильную камеру, стенки которой также покрыты продольными стальными пластинами. Крупные частицы шлака, проходя через ванну, успевают охладиться на небольшую глубину, поэтому в дро-

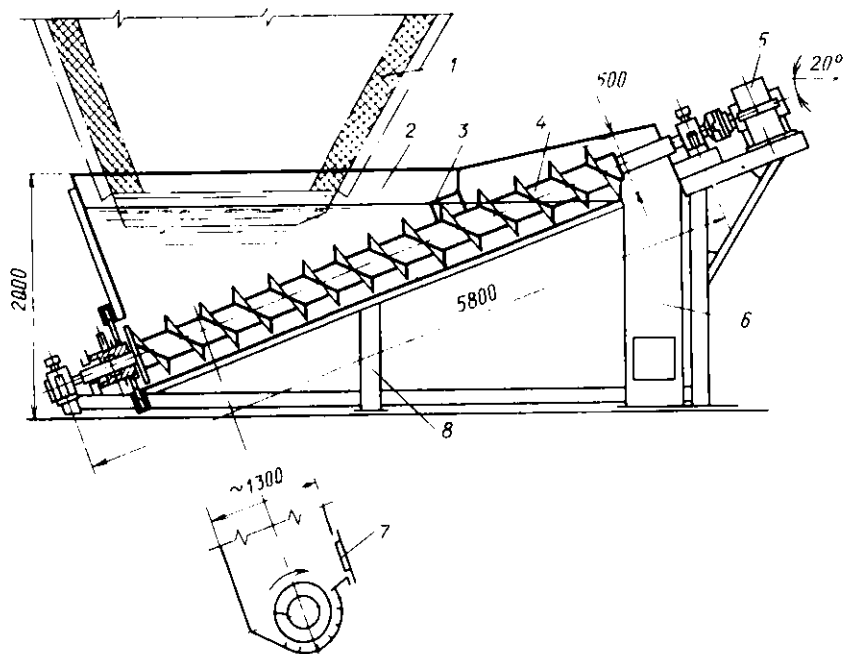


Рис. 6.2. Шнековый шлакоудаляющий транспортер:

1 — бункер холодной воронки; 2 — ванна; 3 — кольцо для дробления шлака; 4 — шнек; 5 — привод шнека; 6 — шлаковая течка; 7 — люк; 8 — опорная конструкция

бильную камеру подается струя воды под давлением примерно 0,6 МПа, которая способствует дальнейшему растрескиванию шлака, а попадая внутрь частиц шлака, испаряется и дополнительно разрушает его.

Котлы Таганрогского котельного завода (ТКЗ) оборудуются либо одинарными шнековыми транспортерами производительностью 7 т/ч, либо сдвоенными, имеющими производительность до 25 т/ч.

Если размеры кусков шлака превышают 70–80 мм, необходимо их доизмельчение в валковых или зубчатых дробилках, устанавливаемых над каналами ГЗУ.

На котлах ТКЗ с топками с жидким шлакоудалением устанавливаются шлаковые транспортеры роторного типа, выполненные в виде конического ротора, помещенного в водяную ванну (рис. 6.3). Из ванны с водой частицы шлака выносятся медленно вращающимся наклонным диском, верхняя поверхность которого покрыта стальными планками. Куски шлака измельчаются при их заклинивании между вращающимся диском (ротором) и неподвижной дробильной плитой. Производительность роторных транспортеров 10 т/ч. Для удаления любого шлака применяют шлакоудаляющие установки со скребковыми транспортерами (рис. 6.4). Такая установка состоит из ванны, скребкового транспортера и шлакодробилки. Для охлаждения шлака в ванну непрерывно подается

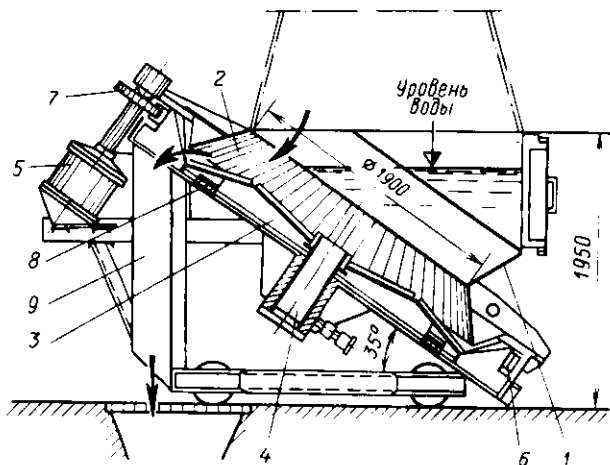


Рис. 6.3. Роторный шлакоудаляющий транспортер:

1 — корпус; 2 — неподвижная дробильная плита; 3 — ротор; 4 — подпятник; 5 — электродвигатель; 6, 7 — цепочное колесо; 8 — направляющая поверхность; 9 — шлакоудаляющий короб; стрелки показывают направление движения шлака

холодная вода, из ванны вода сбрасывается в канал. Объем ванны 5,5–8 м³, скорость транспортера 4–5 м/мин, производительность по шлаку 4–5 т/ч. Скребокковые транспортеры устанавливают на раме с ходовыми колесами для выкатывания из-под котла при ремонте; основной недостаток скребокковых транспортеров — быстрый износ.

Расход воды, подаваемой в ванны шлакоудаляющих устройств (испарение в ванне не учитывается), т/ч, определяется по выражению

$$G_{ш.в} = \frac{G_{ш}(c'_{ш} t'_{ш} - c''_{ш} t''_{ш} + q_{пл}) + F_{л} q_{изл}}{c_{в}(t'_{в} - t''_{в})}$$

Здесь $G_{ш}$ — массовый выход шлака из котла, т/ч; $t'_{ш}$, $t''_{ш}$ — температура шлака на выходе из котла (на входе в ванну) и на выходе из ванны, при жидком шлакоудалении $t'_{ш} = t_3 + 100$ °С; t_3 — температура жидкоплавкого состояния золы; $t''_{ш}$ принимается равной 70 °С; $c'_{ш}$, $c''_{ш}$ — теплоемкость шлака при температурах $t'_{ш}$ и $t''_{ш}$, кДж/(кг·К); $c_{ш} = 0,1 + 0,00012t_{ш}$; $q_{пл}$ — скрытая теплота плавления шлака, при жидком шлакоудалении $q_{пл} = 250$ кДж/кг, при сухом $q_{пл} = 0$; $F_{л}$ — площадь живого сечения летки топки или щели холодной воронки, м²; $q_{изл}$ — удельный тепловой поток, передаваемый из топки излучением, кДж/(м² · ч), при жидком шлакоудалении $q_{изл} = (370 \div 450) \cdot 10^3$, при твердом $q_{изл} = (60 \div 90) \cdot 10^3$; $c_{в}$ — теплоемкость воды, кДж/(кг · К); $t'_{в}$ — температура воды, подаваемой на охлаждение в ванну; $t''_{в}$ — температура воды, сливаемой из ванны, принимается не выше 70 °С.

В случае необходимости совместно со шнековыми и скребокковыми транспортерами поставляются шлаковые дробилки. Роторные транспор-

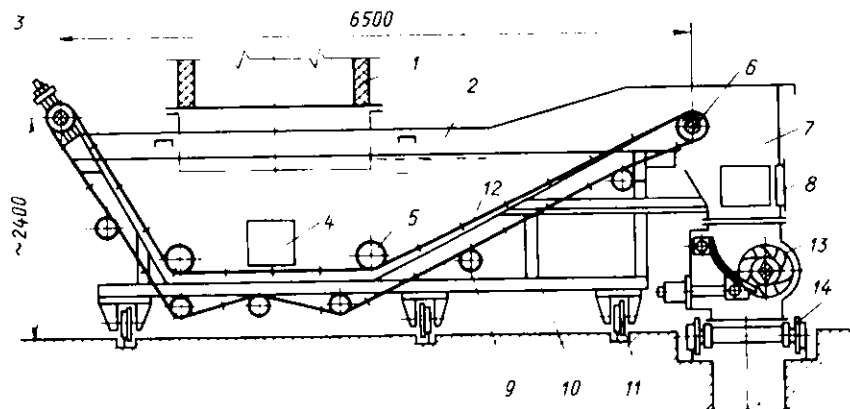


Рис. 6.4. Скреповый шлакоудаляющий транспортер:

1 - шахта летки; 2 - ванна; 3 - натяжное устройство тяговых цепей; 4 - люк; 5 - направляющий каток; 6 - ведущие звездочки; 7 - шлаковая течка; 8 - люк для очистки дробилки; 9 - поддерживающий каток; 10 - рама каркас ванны; 11 - ходовые колеса ванны; 12 - скребки; 13 - дробилка; 14 - тележка дробилки

теры обеспечивают дробление шлака размером перед транспортером до 500 мм и после него — до 60 мм.

При транспортировании шлака по каналам размер его кусков не должен превышать 75–100 мм. Для дробления шлака под котлами устанавливаются индивидуальные шлаковые дробилки одновалковые (типа ШД-10 и ШД-7) и трехвалковые (типа ДШЗ-2 × 250) производительностью по шлаку соответственно 10; 7 и 1,5 т/ч с размером кусков шлака до и после дробилок 400/60, 400/40 и 400/35 мм.

Если размеры кусков шлака оказываются более половины размера проходного сечения рабочего багерного насоса, то допускается установка центральных шлакодробилок в багерной насосной (одновалковые типа ШД-12 производительностью по шлаку 12 т/ч с размером куса шлака до и после дробилки 200/25 мм).

В каналы гидрозолоудаления могут попадать металлические предметы, поэтому перед центральной шлакодробилкой, а при ее отсутствии перед багерными насосами, устанавливают металлоуловите-

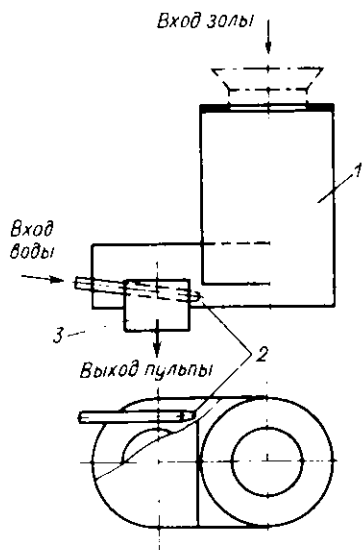


Рис. 6.5. Золосмывной аппарат:

1 - корпус; 2 - сопло; 3 - сливной патрубок

Таблица 6.1. Характеристика золосмывных аппаратов

Характеристика	Обозначение золосмывного аппарата											
	АЗ-370					АЗ-520			АЗ-750			
Производительность по сухой золе, т/ч	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0
Диаметр отверстия сопла, мм	9	10	12			16		18	20	22	24	
Давление воды перед соплом, МПа	0,2			0,3								
Кратность смыва воды, м ³ воды/т золы	3,9	3,2	3,5	3,4	2,9	4,0	3,2	3,4	3,7	3,9	4,1	3,7

ли — инерционные или гравитационные (магнитные не применяются). В первых из них металл выводится из потока за счет сил инерции при изменении направления движения золошлаковой пульпы, а во вторых выпадает под действием силы тяжести.

Для постоянного или периодического смыва золы из золowych бункеров сухих золоуловителей и из газоходов паровых котлов применяются золосмывные аппараты (рис. 6.5). Характеристики золосмывных аппаратов по ОСТ 108.838.16—82 приведены в табл. 6.1.

Для сбора золевой пульпы от большого числа золосмывных аппаратов (у современных котлов большой мощности их число может достигать 40) прокладывают коллекторы длиной до 40 м и диаметром до 300 мм с уклоном 2—3%.

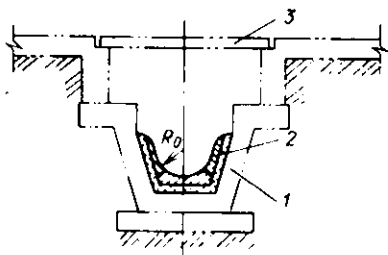
6.3. Внутростанционный безнапорный гидротранспорт золошлаковых материалов

Золошлаковая пульпа транспортируется до багерной насосной по каналам безнапорным способом. В пределах котельной шлаковые и золые каналы выполняются раздельными с уклоном в сторону движения пульпы. Уклон шлаковых каналов принимается не менее 1,5% при твердом шлакоудалении и 1,8% при жидком, а уклон золowych каналов — не менее 1%. Каналы выполняются железобетонными с облицовкой из литого базальта (или диабаз) и на уровне пола покрыты легкоъемными конструкциями (рис. 6.6). Трассировка каналов обычно прямая по оси шлакоудаляющих устройств. За пределами котельной каналы выполняют чаще всего подземными, проходными, высотой не менее 1,8 м, с освещением и вентиляцией, по возможности с наименьшим числом поворотов.

Базальтовые облицовочные плиты с условным радиусом закругления (радиусом облицовки) 0,15; 0,20; 0,225 и 0,25 м. Зазоры между облицовочными плитами не должны быть более 2 мм. При транспорте по кана-

Рис. 6.6. Канал гидрозолошлакоудаления:

1 – железобетонный канал; 2 – базальтовая облицовка; 3 – съемное металлическое покрытие



лам шлаковой или шлакозоловой пульпы дно базальтовой облицовки изнашивается в год менее чем на 1 мм, чугунной – на 2–3 мм, стальной – до 7 мм.

Внутри котельного отделения ТЭС, как правило, не создается уклон дна каналов, необходимый для движения гидросмеси самотеком, поэтому движение ее обеспечивается водой, подаваемой под напором с применением побудительных сопл, установленных на определенном расстоянии по длине канала.

При проектировании систем ГЗУ необходимо обеспечить надежный транспорт пульпы без выпадения золы и шлака из потока при наименьших уклонах каналов и расходах воды. Возможно три вида движения шлака по каналам и пульпроводам: 1) во взвешенном состоянии; 2) перекатыванием (движение волоком) по дну канала с заилинием; 3) перекатыванием по дну канала без заилиния. При первом виде движения каналы и шлакопроводы не забиваются, однако шлаковые каналы должны выполняться с большими уклонами, а скорость пульпы должна составлять около 4 м/с, что приведет к интенсивному износу облицовки каналов, шлакопроводов и увеличенному расходу электроэнергии. При втором виде движения износ облицовки каналов и шлакопроводов мал и расход энергии невелик, однако возможно периодическое забивание каналов и шлакопроводов и поэтому работа системы ненадежна. Практически приемлемые условия по значениям уклонов каналов, скорости пульпы, расходу энергии и износу облицовки обеспечиваются при третьем виде движения пульпы.

Расчет безнапорного гидротранспорта с побудительными соплами состоит в определении диаметра сопл d_c , расстояния между ними l и напора воды в соплах P .

Диаметр выходного сечения сопл принимается в пределах 8–22 мм (меньшие значения относятся к гидротранспорту золы) и выбирается из условия минимально необходимой мощности выходящей из сопла струи. Напор воды в соплах принимается равным 0,4–0,5 МПа. Побудительные сопла при гидротранспорте шлака и совместном гидротранспорте золы и шлака должны отстоять от дна канала на расстоянии, равном радиусу облицовки канала плюс 50 мм, с наклоном осей сопл вниз на 6° , а при транспорте золы – на высоте, равной радиусу облицовки канала с наклоном на $3–5^\circ$.

Рассмотрим установившееся движение жидкости в канале с уклоном (рис. 6.7). Основным уравнением для этого случая является уравнение

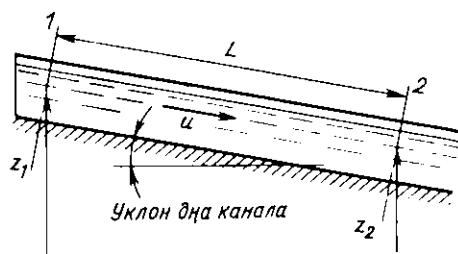


Рис. 6.7. Схема установившегося движения жидкости в канале

Бернулли

$$z_1 + \frac{P_1}{\rho g} + \frac{u_1^2}{2g} = z_2 + \frac{P_2}{\rho g} + \frac{u_2^2}{2g} + \Delta P_L, \quad (6.1)$$

где индексами 1 и 2 отмечены значения величин, относящихся к соответствующим сечениям; P — давление; ρ, u — плотность и скорость воды; g — ускорение свободного падения; z_1, z_2 — высота центров сечений над горизонтом; ΔP_L — потери напора на участке длиной L .

Для равномерного турбулентного движения в канале постоянного сечения $P = \text{const}$, $u_1 = u_2 = \text{const}$, следовательно, $z_1 - z_2 = \Delta P_L$. Для прямолинейного участка

$$\Delta P_L = \lambda \frac{L}{4R} \frac{u^2}{2g}, \quad (6.2)$$

где λ — коэффициент гидравлического трения; R — гидравлический радиус; $R = \omega/\kappa$, ω — площадь живого сечения потока, κ — смоченный периметр.

Отношение

$$I = (z_1 - z_2)/L \quad (6.3)$$

называется гидравлическим уклоном. Из (6.2) следует

$$I = \frac{\lambda u^2}{8gR} = \frac{u^2}{C^2 R}, \quad (6.4)$$

где C — коэффициент Шези.

Формула

$$u = C\sqrt{RI} \quad (6.5)$$

называется формулой Шези для потока воды в канале. Коэффициент Шези определяют по формуле

$$C = \sqrt{8g/\lambda}, \quad (6.6)$$

если $R > 0,2$ м; при $R \leq 0,2$ м используют эмпирические соотношения, полагая $C = f(\lambda, R)$.

Для каналов с облицовкой базальтовыми вкладышами $\lambda = 0,012$ и коэффициент Шези может быть определен по формуле, аппроксимирующей опытные данные ВНИИГ,

$$C = 107R^{0,27}. \quad (6.7)$$

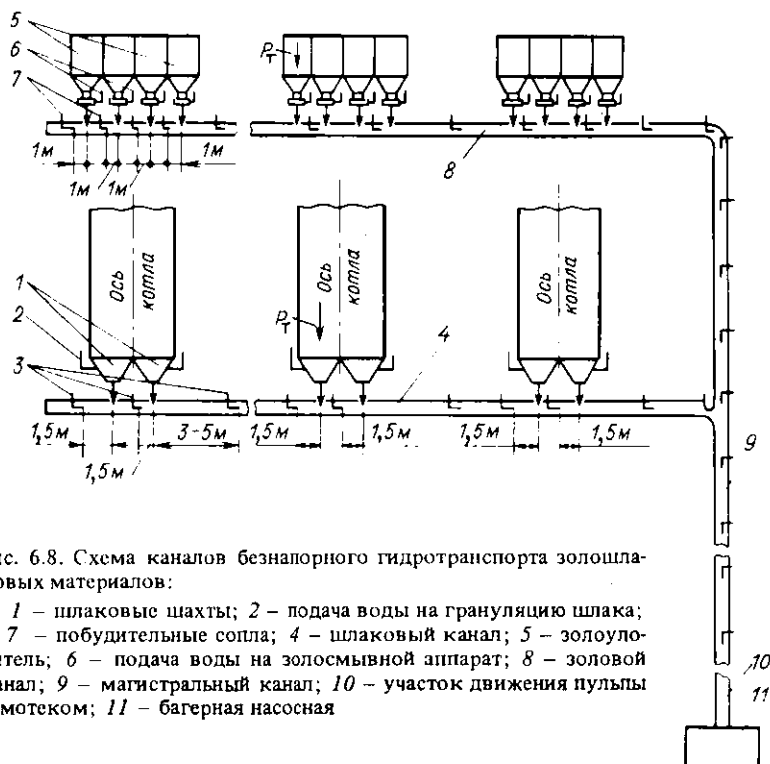


Рис. 6.8. Схема каналов безнапорного гидротранспорта золошлаковых материалов:

1 — шлаковые шахты; 2 — подача воды на грануляцию шлака; 3, 7 — побудительные сопла; 4 — шлаковый канал; 5 — золоуловитель; 6 — подача воды на золосъемный аппарат; 8 — золовой канал; 9 — магистральный канал; 10 — участок движения пульпы самотеком; 11 — багерная насосная

Схема каналов при безнапорном гидротранспорте с побудительными соплами показана на рис. 6.8.

При гидротранспорте шлака и совместном гидротранспорте золы и шлака в каналах предусматривается ряд побудительных сопел. Одно сопло устанавливается в торце магистрального канала и два сопла — под первой шлаковой ванной на расстоянии между ними 3–5 м. Диаметр этих сопел d_c , мм, и суммарный расход воды $3q_{c1}$, $\text{м}^3/\text{ч}$, подаваемой на них, принимается в зависимости от давления воды, МПа, следующим:

P , МПа	d_c , мм	$3q_{c1}$, $\text{м}^3/\text{ч}$
0,4–0,5	18	62–69
0,6–0,7	16	56–60
0,8	14	49

Под каждой шлаковой ванной всех последующих (после первого) котлов устанавливаются два сопла: первое сопло на расстоянии 0,5–1,0 м до места сброса шлака в канал, второе — на расстоянии 3–5 м от первого сопла.

Расход воды на каждое из этих сопел и на каждое последующее сопло q_{c2} , $\text{м}^3/\text{ч}$, находится по выражению

$$q_{c2} = 3,6 \cdot 10^6 \frac{\pi d_c^2}{4} \sqrt{\frac{2P}{\rho_B \xi}}, \quad (6.8)$$

где d_{c2} — диаметр сопла, м; P — давление воды на сопло, МПа; ρ_v — плотность воды, кг/м³; ξ_c — коэффициент сопротивления выхода из сопла, принимается в зависимости от d_c :

d_c , м	0,008	0,010–0,016	0,018	0,020–0,022
ξ_c	20	18	16	14

Расстояние l , м, между побудительными соплами для гидротранспорта шлака и совместного гидротранспорта шлака и золы вычисляется по рекомендованной ВНИИГ формуле

$$l = jPQ^2/0,981G_{\text{ш}}q_{c2}, \quad (6.9)$$

где j — коэффициент пропорциональности; P — напор воды в сопле, МПа; Q — расход воды в канале на участке перед рассматриваемым соплом, м³/ч; $G_{\text{ш}}$ — массовый расход шлака, поступающего в канал на участке до рассматриваемого сопла, т/ч; q_{c2} — расход воды, подаваемой на сопло, м³/ч.

Коэффициент j находится по табл. 6.2 в зависимости от комплекса K , определяемого по эмпирической формуле

$$K = 2,53d_c^{0,36}I^{0,09}/Q^{0,18}r_{\text{обл}}^{0,5}. \quad (6.10)$$

Обозначения величин прежние: d_c — диаметр сопла, м; Q — расход воды в канале, м³/ч; $r_{\text{обл}}$ — радиус облицовки, м.

Расход воды в канале, облицованном базальтовыми вкладышами, соответствующий наполнению $h_0 = r_{\text{обл}}, Q_0$, м³/ч, определяется по формуле

$$Q_0 = 3,55 \cdot 10^5 I^{0,5} r_{\text{обл}}^{2,77}. \quad (6.11)$$

Относительный расход гидросмеси

$$\bar{Q} = Q/Q_0 = 1,085\bar{\omega}\bar{R}^{0,77}, \quad (6.12)$$

где $\bar{\omega} = \omega/r_{\text{обл}}^2$; $\bar{R} = R/r_{\text{обл}}$.

Для $Q > Q_0$, соответствующих наполнению канала $h > h_0$, т.е. $h = r_{\text{обл}} + \Delta h$, величины $\bar{R}$ и $\bar{\omega}$ определяются по формулам

$$\bar{R} = 1 - 1/(2 + 1,27\Delta\bar{h}); \quad (6.13)$$

Таблица 6.2. Значения j в зависимости от K

K	j	K	j	K	j
0,10	0,010	0,48	0,068	0,60	0,276
0,20	0,014	0,50	0,081	0,605	0,298
0,30	0,022	0,51	0,089	0,610	0,320
0,32	0,025	0,52	0,100	0,615	0,348
0,34	0,027	0,53	0,111	0,620	0,380
0,36	0,030	0,54	0,124	0,625	0,415
0,38	0,034	0,55	0,140	0,630	0,457
0,40	0,038	0,56	0,158	0,635	0,511
0,42	0,043	0,57	0,180	0,640	0,570
0,44	0,050	0,58	0,204	0,645	0,640
0,46	0,058	0,59	0,234	0,650	0,725

$$\bar{\omega} = 1,571 + 2\Delta\bar{h}, \quad (6.14)$$

где $\Delta\bar{h} = \Delta h/r_{0\text{бл}}$.

Независимо от расчетного значения l побудительные сопла устанавливаются дополнительно на поворотах, в торцах и в местах сопряжения каналов. Сопла снабжаются съемными насадками для замены их при износе. На подводе воды к каждому соплу устанавливают задвижку.

Расчет самотечного безнапорного гидротранспорта золошлакового материала заключается в определении критической скорости движения гидросмеси и соответствующего этой скорости уклона дна канала. *Критическая скорость* $u_{\text{кр}}$ есть средняя по сечению скорость движения гидросмеси в канале или лотке, при которой весь твердый материал движется с частичным влечением по дну без образования неподвижных отложений или их увеличения, если они ранее образовались. Она зависит от средней гидравлической крупности w_0 и средневзвешенной крупности золошлакового материала, d_0 *консистенции гидросмеси* $C_s = G_{\text{зш}}/\rho_{\text{в}} Q_{\text{в}}$, гидравлического радиуса поперечного сечения канала или лотка R :

$$u_{\text{кр}} = f(w_0, d_0, C_s, R).$$

Использование методики ВНИИГ приводит к следующей формуле для критической скорости в канале:

$$u_{\text{кр}} = 0,7w_0 (4 + U\bar{R}_{\text{кр}}^{0,4}), \quad (6.15)$$

где

$$U = 2,8C_s^{0,25} \left(\frac{r_{0\text{бл}}}{d_0} \right)^{0,4} \left(\frac{gd_0}{w_0^2} \right)^{0,5}; \quad (6.16)$$

g — ускорение свободного падения, м/с^2 .

В связи с тем, что в правую часть выражения (6.15) входит $\bar{R}_{\text{кр}}$, зависящий от расхода воды, который вначале неизвестен, критическую скорость приходится находить методом последовательных приближений.

При этом используются формула

$$\bar{Q}_{\text{кр}} = Q/0,7w_0 \left(\frac{4}{R_{\text{кр}}^{0,4}} + U \right) r_{0\text{бл}}^2 \quad (6.17)$$

и график рис. 6.9. Задаваясь первым приближением $\bar{R}_{\text{кр}}$, например равным 0,4, по формуле (6.17) рассчитывают первое приближение $\bar{Q}_{\text{кр}1}$ и по графику рис. 6.9 определяют уточненное значение R . Подставляя его в формулу (6.17), получают $\bar{Q}_{\text{кр}2}$ и, обращаясь к графику рис. 6.9, находят $\bar{R}_{\text{кр}3}$ и т.д. Процесс повторяется до тех пор, пока два последних значения $\bar{R}_{\text{кр}}$ не будут отличаться друг от друга не более чем на 0,01–0,02.

Зависимость $\bar{R}_{\text{кр}} = f(\bar{Q}_{\text{кр}})$ хорошо аппроксимируется выражением

$$\bar{R}_{\text{кр}} = 0,472\bar{Q}_{\text{кр}}^{-0,5}, \quad (6.18)$$

которое может использоваться в методе последовательных приближений.

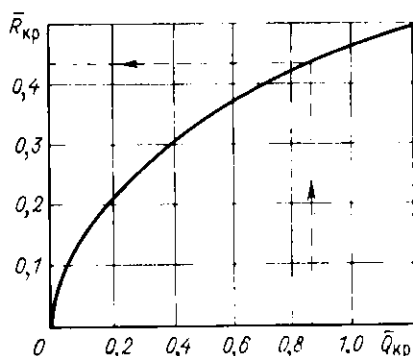


Рис. 6.9. График зависимости $R_{кр} = f(Q_{кр})$

После определения $u_{кр}$ находится соответствующий этой скорости уклон дна канала:

$$I_{кр} = \frac{u_{кр}^2}{1,145 \cdot 10^4 \bar{R}_{кр}^{1,54} r_{обл}^{1,54}} \quad (6.19)$$

Пример. Определить критическую скорость и уклон дна канала при гидравлическом транспорте жидкого шлака при следующих исходных данных: $Q = 550 \text{ м}^3/\text{ч}$; $C_s = 10\%$; $d_o = 0,004 \text{ м}$; $r_{обл} = 0,2 \text{ м}$; $w_o = 0,281 \text{ м/с}$. По формуле (6.16) определяем

$$U = 2,8 \cdot 10^{0,25} \left(\frac{200}{0,004} \right)^{0,4} \left(\frac{9,81 \cdot 0,004}{0,281^2} \right)^{0,5} = 16,78 \text{ м/с.}$$

По формуле (6.17) находим $\bar{Q}_{кр1}$, принимая в качестве первого приближения $\bar{R}_{кр1} = 0,4$:

$$\bar{Q}_{кр1} = \frac{550}{3600 \cdot 0,7 \cdot 0,281 (4/0,4)^{0,4} + 16,78) 0,200^2} = 0,86.$$

По графику рис. 6.9 при $\bar{Q}_{кр1}$ находим $\bar{R}_{кр2} = 0,435$ и, подставляя это значение в (6.17), рассчитываем $\bar{Q}_{кр2} = 0,87$. По графику рис. 6.9 $R_{кр3} = 0,44$. Это значение отличается от предыдущего менее чем на 0,01 и принимается в качестве истинного. Если используется формула (6.18), то после определения $\bar{Q}_{кр1}$ находим $\bar{R}_{кр2} = 0,472 \cdot 0,86^{0,5} = 0,438$. Пользуясь формулой (6.17), определяем $\bar{Q}_{кр2} = 0,87$ и по формуле (6.18) находим $\bar{R}_{кр3} = 0,44$.

По формуле (6.15) рассчитываем $u_{кр} = 0,7 \cdot 0,281 (4 + 16,78 \cdot 0,44^{0,4}) = 3,16 \text{ м/с}$.

По формуле (6.19) определяем

$$I_{кр} = 3,16^2 / 1,145 \cdot 10^4 \cdot 0,44^{1,54} \cdot 0,2^{1,54} = 0,037.$$

6.4. Расчет систем внешнего напорного гидротранспорта золошлаковых материалов

Задача расчета систем внешнего напорного гидротранспорта золошлаковых материалов состоит в том, чтобы определить необходимый расход воды, диаметр пульпопровода и выбрать перекачивающие насосы. При этом непременно должно выполняться требование, чтобы скорость золошлаковой пульпы в незаиленной трубе u_n была не ниже критической скорости $u_{кр}$.

При расчете должны быть заданы: плотность воды ρ_v , т/м³, агрегатная плотность ρ_a , т/м³, и объемный расход $Q_{зш}$, м³/ч, золошлакового материала, а также его фракционный состав. Искомые величины: объемный расход воды Q_v , м³/ч; диаметр пульпопровода D , м; объемная концентрация золошлаковой пульпы C_p ; мощность, затрачиваемая на транспорт золошлаковой пульпы, N_p , кВт; необходимый напор H , Па, соответствующий мощности N_p и объемному расходу пульпы $Q_p = Q_{зш} + Q_v$, м³/ч; характеристики багерных (шламовых) насосов при подаче ими пульпы.

Объемная концентрация золошлаковой пульпы C_p — это отношение суммы объемов всех взвешенных твердых частиц к объему пульпы.

Обычно расчет носит вариантный характер. Для каждого варианта задают значения диаметра пульпопровода D и определяют для него все искомые величины. Из ряда рассмотренных вариантов выбирают энергетически наивыгоднейший при непременном и жестком условии обеспечения надежности работы системы насос — трубопровод (пропуск крупных кусков шлака, допустимая истираемость стенок труб и т.д.). С точки зрения энергозатрат на транспорт пульпы увеличение скорости пульпы по отношению к ее критическому значению нецелесообразно, так как потери давления ΔP увеличиваются пропорционально квадрату скорости u_p .

При оценке влияния принятой скорости пульпы на стоимость пульпопровода необходимо выявить изменение металлоемкости пульпопровода в зависимости от u_p .

Диаметр пульпопровода

$$D \sim (Q_p / u_p)^{0.5}.$$

Для критической скорости $u_{кр}$

$$D_{кр} \sim (Q_p / u_{кр})^{0.5}.$$

Экспериментальные исследования показали, что интенсивность износа стенок пульпопровода Δ пропорциональна скорости пульпы в третьей степени: $\Delta \sim u_p^3$.

Принимая толщину стенки пульпопровода по всей длине одинаковой, можно представить металлоемкость пульпопровода G_m пропорциональной произведению $G_m \sim D\Delta$. Если скорость пульпы больше критической, то относительная металлоемкость пульпопровода определится как отношение

$$\bar{G}_m = \frac{G_m}{G_{m.кр}} \sim \frac{D\Delta}{D_{кр}\Delta_{кр}} = \frac{Q_p^{0.5} u_p^3 u_{кр}^{0.5}}{u_{кр}^{0.5} Q_p^{0.5} u_{кр}^3} = \left(\frac{u_p}{u_{кр}} \right)^{2.5}.$$

Отсюда видно, что с увеличением скорости пульпы износ стенок пульпопровода становится больше и его металлоемкость резко увеличивается. Таким образом, с точки зрения как капитальных затрат на пульпопровод, так и расхода энергии на транспорт пульпы наиболее экономичны скорости, близкие к критическим. Обычно принимают запас по скорости $\kappa = u_p / u_{кр} = 1,10 \div 1,15$, для того чтобы не происходило заиливания пульпопровода.

Критическая скорость пульпы зависит от диаметра пульпопровода, плотности и гранулометрического состава золошлакового материала и в слабой степени — от концентрации пульпы. Критическую скорость пульпы $u_{кр}$, м/с, можно определить по следующей полуэмпирической формуле, базирующейся на экспериментальных данных ВНИИГ:

$$u_{кр} = 1,16\varphi(\rho_a/\rho_B)^{1/3}(gD)^{1/2}, \quad (6.20)$$

где $\varphi = 0,7$ при $d_{ср} \leq 2$ мм; $\varphi = (1 + d_{ср}/D)$ при $d_{ср} > 2$ мм. Величина $d_{ср}$ — это средняя геометрическая крупность золошлака, вычисляется по формуле

$$d_{ср} = \frac{\sum_1^m d_i n_i}{\sum_1^m n_i}, \quad (6.21)$$

где m — число групп фракций золошлака; d_i — крупность золошлака i -й фракции, мм; n_i — массовая доля i -й фракции золошлака.

Принимая коэффициент запаса скорости κ в указанных выше пределах, находят скорость пульпы, м/с,

$$u_{п} = \kappa u_{кр}, \quad (6.22)$$

ее расход, м³/ч,

$$Q_{п} = 3600 \frac{\pi D^2}{4} u_{п} \quad (6.23)$$

и расход воды, м³/ч,

$$Q_{в} = Q_{п} - Q_{зш}. \quad (6.24)$$

По выбранной скорости $u_{п}$ определяют граничную гидравлическую крупность $w_{00} = u_{п}/30$, м/с, а затем по табл. 6.3 или по одной из формул, вытекающих из выражений (5.16)–(5.18), находят соответствующую ей геометрическую крупность d_{00} . Частицы золошлака, имеющие размер

Таблица 6.3. Гидравлическая крупность

d , мм	Гидравлическая крупность w_0 , см/с, при агрегатной плотности золошлакового материала ρ_a , т/м ³			d , мм	Гидравлическая крупность w_0 , см/с, при агрегатной плотности золошлакового материала ρ_a , т/м ³		
	2,10	2,50	3,00		2,10	2,50	3,00
0,05	0,0009	0,0012	0,0016	1,20	8,59	11,71	15,62
0,010	0,0034	0,0046	0,0062	1,40	10,07	13,80	18,32
0,020	0,0137	0,0186	0,0250	1,60	13,92	15,12	18,75
0,040	0,0547	0,0745	0,100	1,80	14,78	17,23	19,85
0,060	0,123	0,167	0,225	2,00	15,55	18,20	20,95
0,080	0,219	0,298	0,400	3,00	19,05	22,25	25,65
0,100	0,342	0,465	0,625	4,00	22,0	25,70	29,60
0,20	1,14	1,55	2,07	5,00	24,60	28,70	33,10
0,40	2,63	3,58	4,77	6,00	26,95	31,45	36,25
0,60	4,12	5,61	7,48	7,00	29,10	33,95	39,10
0,80	5,61	7,64	10,18	8,00	31,10	36,30	41,80
1,00	7,10	9,67	12,90				

$d \leq d_{00}$, находятся в воде во взвешенном состоянии и образуют суспензию, а более крупные частицы перемещаются потоком этой суспензии. Для каждой из этих групп частиц средневзвешенная крупность

$$d_{01} = \frac{\sum_1^{i_{00}} d_i n_i}{\sum_1^{i_{00}} n_i}; \quad (6.25)$$

$$d_{02} = \frac{\sum_{i_{00}}^m d_i n_i}{\sum_{i_{00}}^m n_i} \quad (6.26)$$

и объемные концентрации

$$S_1 = \frac{\sum_1^{i_{00}} n_i S_i}{\sum_1^{i_{00}} n_i}, \quad (6.27)$$

$$S_2 = \frac{\sum_{i_{00}}^m n_i S_i}{\sum_{i_{00}}^m n_i}, \quad (6.28)$$

где i_{00} — порядковый номер класса, соответствующий крупности d_{00} .

Значения $\sum_{i=0}^{i_{00}} n_i$ и $\sum_{i_{00}}^m n_i$ находят по интегральной (кумулятивной)

кривой гранулометрического состава.

Полная мощность $N_{\text{п}}$, затрачиваемая на транспорт золошлаковой пульпы по трубопроводу, складывается из затрат мощности на преодоление сопротивления трения $N_{\text{тр}}$ и на преодоление местных сопротивлений $\Sigma N_{\text{м}}$:

$$N_{\text{п}} = N_{\text{тр}} + \Sigma N_{\text{м}}. \quad (6.29)$$

Мощность на преодоление потерь на трение

$$N_{\text{тр}} = Q_{\text{п}} \sum_1^k (\delta P_{1j} + \delta P_{2j}) l_j, \quad (6.30)$$

где δP_{1j} и δP_{2j} — удельные (на единицу длины пульпопровода диаметром D_j) потери давления, соответственно обусловленные движением суспензии и перемещением более крупных частиц ($d > d_{00}$) потоком суспензии; l_j — длина j -го участка трубопровода данного диаметра; k — количество участков трубопровода разного диаметра.

Величина $\Sigma N_{\text{м}}$ включает мощность N_1 на преодоление собственно местных сопротивлений (поворотов, арматуры и пр.), мощность N_2 на преодоление сопротивления на вход потока в трубы и на создание скоростного напора при всасывании золошлаковой пульпы из емкостей, где эта пульпа находится в покое, а также мощность N_3 на преодоление сопротивления, создаваемого уклоном пульпопровода:

$$\Sigma N_{\text{м}} = N_1 + N_2 + N_3 = Q_{\text{п}} (\Delta P_{\text{у}} + \Delta P_{\text{м}} + \Delta P_{\text{вх}}). \quad (6.31)$$

Здесь $\Delta P_{\text{у}}$, $\Delta P_{\text{м}}$ и $\Delta P_{\text{вх}}$ — потери давления, связанные с преодолением соответственно уклона пульпопровода, местных сопротивлений и сопротивлений на входе потока в трубы. Величина $\Delta P_{\text{у}}$ определяется по фор-

муде

$$\Delta P_y = \rho g \sum_1^m l_m \sin \alpha_m, \quad (6.32)$$

где l_m — длина m -го наклоненного под углом α_m к горизонту участка пульпопровода.

В (6.32) $\sum_1^m l_m \sin \alpha_m$ — алгебраическая сумма; слагаемые берутся со знаком плюс, если пульпа движется по наклонным вверх участкам, и со знаком минус, если она движется по участкам, наклонным вниз. Величины ΔP_m и $\Delta P_{вх}$ находятся из следующих выражений:

$$\Delta P_m = \sum \xi_m \rho_v \frac{u_{п}^2}{2}; \quad (6.33)$$

$$\Delta P_{вх} = (1 + \xi_{вх}) \rho_v \frac{u_{п}^2}{2}, \quad (6.34)$$

где ξ_m — коэффициент местного сопротивления и $\xi_{вх}$ — коэффициент сопротивления входа потока — принимаются по справочным данным для гидравлических сопротивлений.

Напор, соответствующий найденной мощности $N_{п}$,

$$P = N_{п} / Q_{п}. \quad (6.35)$$

Мощность, потребляемая багерным насосом,

$$N_{н} = N_{п} / \eta, \quad (6.36)$$

где η — КПД насоса при подаче золошлаковой пульпы.

В каталогах и справочниках приводятся характеристики насосов, работающих на воде, поэтому при пересчете напора, мощности и КПД насоса для работы на золошлаковой пульпе вводятся поправочные коэффициенты

$$P = k_P \theta P_v; \quad (6.37)$$

$$N = k_N \theta N_v; \quad (6.38)$$

$$\eta = k_{\eta} \eta_v. \quad (6.39)$$

Здесь величины с индексом "в" относятся к характеристикам насоса на воде. Поправочные коэффициенты находятся следующим образом:

$$k_P = 1 - 0,6S. \quad (6.40)$$

Значение k_N принимается в зависимости от объемной концентрации золошлаковой пульпы:

S	0,05	0,10	0,15	0,20	0,25	0,30	0,40	0,50
k_N	0,999	0,995	0,990	0,983	0,975	0,964	0,951	0,949

Поправочный коэффициент

$$k_{\eta} = k_P / k_N. \quad (6.41)$$

Комплекс θ , входящий в выражения (6.37), (6.38), определяется по формуле

$$\theta = 1 + (\rho_a/\rho_v - 1)S, \quad (6.42)$$

где ρ_a , ρ_v — агрегатная плотность золошлакового материала и плотность воды, т/м³.

Номенклатура выпускаемых насосов может не содержать насоса, в точности требуемого для данной гидротранспортной установки. Поэтому по каталогу выбирается насос, наиболее близкий к требуемому после пересчета его характеристик с воды на данную золошлаковую пульпу.

Производительность гидротранспортной системы определяют по точке пересечения расходно-напорных характеристик насоса и внешней сети. Минимальная подача багерного насоса определяется из условия, что скорость движения пульпы в трубопроводе (как во всасывающем, так и в нагнетательном) будет выше критической при заданной концентрации. Максимально возможная подача багерного насоса определяется его кавитационной характеристикой при работе на пульпе и конструкцией узла всасывания гидротранспортной установки.

Кавитационная характеристика насоса с воды на золошлаковую пульпу пересчитывается по формуле

$$H_v = \theta H_{v\text{ в}} - H_a(\rho_a/\rho_v - 1)S, \quad (6.43)$$

где H_v и $H_{v\text{ в}}$ — допустимые вакуумметрические высоты всасывания при работе насоса на золошлаковой пульпе и воде с одинаковой подачей, м вод. ст.

При гидроабразивном износе рабочих органов насоса его расходно-напорная характеристика снижается. Допустимый износ определяется из условия снижения подачи багерного насоса до критической

$$Q_{\text{кр}} = \frac{\pi D^2}{4} u_{\text{кр}}. \quad (6.44)$$

Допустимое снижение напора может быть определено как разность гидравлических напоров при расчетной и критической скоростях движения пульпы.

При выборе багерных насосов в качестве расчетных следует принимать характеристики, средние между характеристиками нового и допустимо изношенного насосов.

6.5. Насосы и трубопроводы систем гидрозолошлакоудаления

Конструктивные особенности насосов для перекачки золошлаковой пульпы предопределяются ее высокой абразивностью. В качестве багерных насосов используются центробежные грунтовые насосы (Гр), которые выпускаются трех типов: ГрТ, ГрК и ГрУ в двух вариантах: Т — тяжелые двухкорпусные и К — однокорпусные с футеровкой из корунда. Их технические характеристики и установочные размеры одинаковые (табл. 6.4). Насосы типа ГрУ отличаются от насосов типа ГрТ и ГрК более широкими проходными сечениями. Типовая конструкция багерного насоса показана на рис. 6.10.

Таблица 6.4. Технические характеристики багерных насосов

Марка насоса	Подача, м ³ /ч	Давление, м вод.ст.	Диаметр колеса, мм	Электродвигатель	
				Мощность, кВт	Частота вращения, об/мин
ГрТ 100/40	100	40	365	45	1500
ГрТ 160/31,5; ГрК 160/31,5	160	31,5	325	37	1500
ГрТ 160/71а	160	63	434	75	1500
ГрТ 400/40; ГрК 400/40	400	40	515	132	1000
ГрТ 800/71	800	71	730	400	1000
ГрТ 1250/71	1250	71	710	630	1000
ГрУ 1600/25	1600	25	650	250	750
ГрТ 1600/50; ГрК 1600/50	1600	50	860	500	750
ГрУТ 2000/63	2000	63	1050	800	600
ГрТ 4000/71	4000	71	1390	1600	500

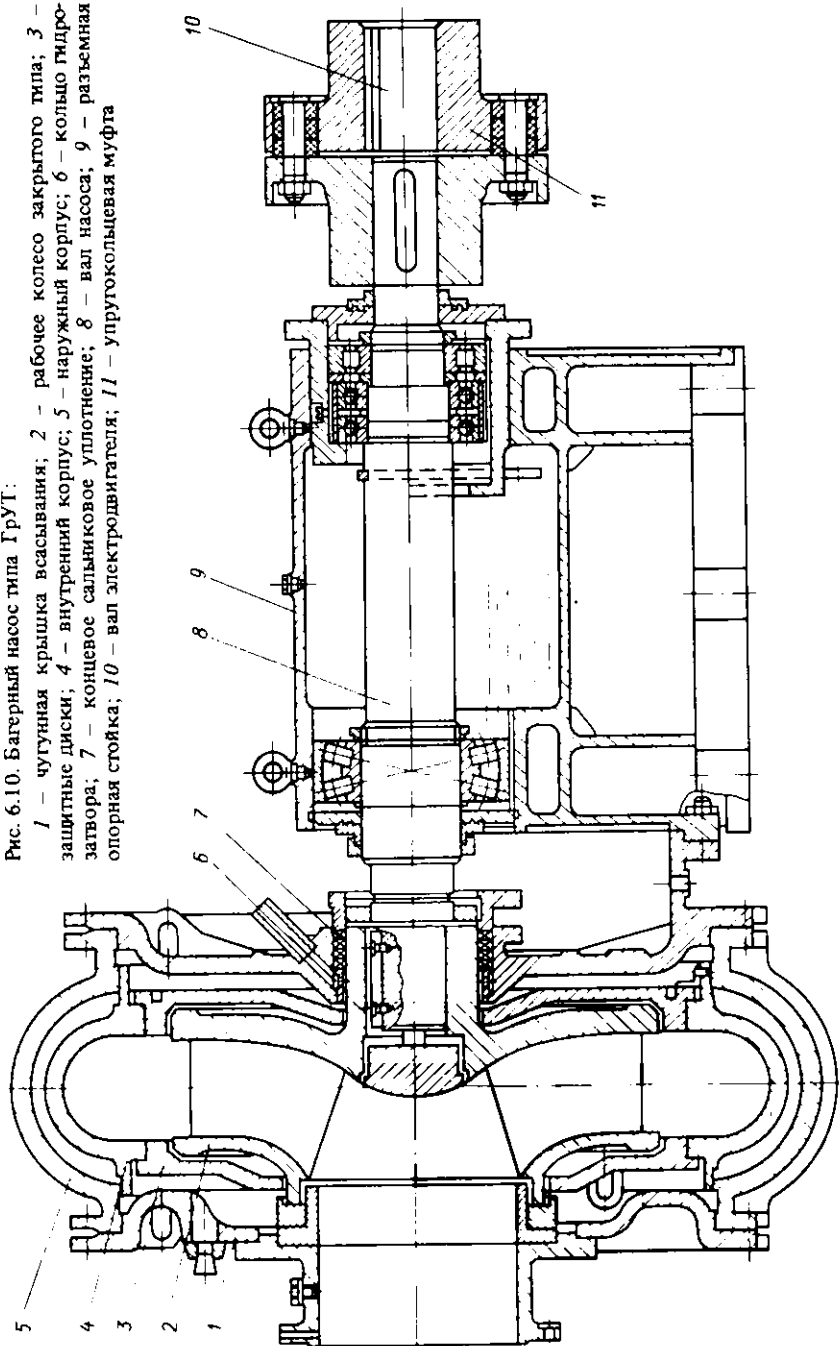
Наружный корпус насоса — чугунный с горизонтальным разъемом по оси ротора. Он крепится на шпильках через проставку к разъемной опорной стойке. Наружные корпуса крупных насосов имеют собственные опорные лапы. В нижней части корпуса отлит горизонтально направленный напорный патрубок. В наружном корпусе установлены внутренний корпус и защитные диски, выполняемые в зависимости от типоразмера насоса из износостойкого сплава ИЧХ28Н2, углеродистой стали 55Л или легированной стали 50ХГСНЛ. Из таких же материалов изготавливается рабочее колесо закрытого типа, укрепляемое на валу консольно. У рабочего колеса только три рабочие лопасти, поэтому межлопастные каналы расширенные, что позволяет пропускать крупные куски шлака. С торца наружный корпус закрывается чугунной крышкой всасывания, к ней крепятся входной патрубок и узел торцевого переднего уплотнения рабочего колеса.

Вал насоса опирается на подшипники качения: со стороны насоса — на двусторонний роликоподшипник, со стороны привода — на комбинированную опору. Радиальное усилие воспринимается в основном роликоподшипником, осевое — двусторонним радиально-упорным шарикоподшипником. Стакан комбинированного подшипника может перемещаться в осевом направлении для регулирования зазора в переднем торцевом уплотнении рабочего колеса. Смазка переднего подшипника осуществляется непосредственным захватом масла из ванны смазочным кольцом. Концевое уплотнение — сальникового типа. К кольцу гидрозатвора подводится чистая вода от постороннего источника.

Валы насоса и электродвигателя соединяются между собой упругокольцевой муфтой. Направление вращения ротора насоса — по часовой стрелке, если смотреть со стороны электродвигателя. В зависимости от размера насос с электродвигателем может устанавливаться как на общей, так и на отдельных индивидуальных плитах.

Рис. 6.10. Багерный насос типа ГРУТ:

1 – чугунная крышка всасывания; 2 – рабочее колесо закрытого типа; 3 – защитные диски; 4 – внутренний корпус; 5 – наружный корпус; 6 – кольцо гидрозащиты; 7 – концевое сальниковое уплотнение; 8 – вал насоса; 9 – разъемная опорная стойка; 10 – вал электродвигателя; 11 – упругокольцевая муфта



Насосы типа Гр могут работать при высоте всасывания до 5–7 м вод.ст., однако для надежности рекомендуется работа багерных насосов только под напором. Багерные насосы довольно часто устанавливаются без регулирующей арматуры на напорной стороне, поэтому развиваемый ими напор соответствует гидравлическим сопротивлениям пульпопровода. В процессе эксплуатации багерных насосов зазоры между неподвижными крышками и рабочим колесом постепенно увеличиваются и часть пульпы начинает циркулировать между колесом и защитными дисками, что ускоряет износ поверхностей дисков и наружной стенки колеса. Попадание пульпы к валу со стороны задней крышки приводит к его истиранию. Как показывает опыт эксплуатации, колеса из износостойчивой стали изнашиваются через 1,5–2 мес. Срок износа защитных дисков примерно в 2 раза больше. После первичного износа стальные колеса наваривают, а после вторичного износа наваренные части заменяют новыми. Для уменьшения износа элементов багерного насоса к нему от специального центробежного насоса подается промывочная вода давлением на 0,05–0,1 МПа больше, чем напор, создаваемый багерным насосом. Расход воды на уплотнение сальника принимается в количестве 2–5% подачи багерного насоса.

Подвод чистой воды на уплотнение сальника при давлении, большем, чем напор, развиваемый багерным насосом, предохраняет вал от истирания, так как чистая вода, двигаясь к внутренней части насоса, предотвращает вытекание из насоса воды, содержащей твердые частицы. При перерыве, даже кратковременном, подачи воды или снижении давления ниже нормы насос должен быть остановлен и набивка сальников должна быть заменена новой. При подаче промывочной воды к задним и передним защитным дискам расход воды принимается в количестве 10% подачи багерного насоса. На багерные насосы для промывки и уплотнения может подаваться обратная осветленная вода с содержанием механических примесей не более 1000 мг/л.

Багерные насосы размещаются в багерной насосной станции, расположенной в котельном отделении. При соответствующем обосновании допускается располагать багерную насосную за пределами главного корпуса. На всас багерных насосов предусматривается приемная емкость для золошлаковой пульпы. Объем этой емкости выбирается из условия незатопления подводящих каналов при отключении рабочего и запуске резервного багерных насосов, но не менее объема, перекачиваемого за 2 мин работы насоса при размещении насосной в главном корпусе и за 3 мин при вынесенной багерной насосной. В разделительной стенке приемной емкости предусматривается окно, перекрываемое шандорным затвором в случае ремонта секции (шандорный затвор – стенка, образованная комплектом брусев путем плотной укладки их одного на другой в пазы, сделанные в стенке отверстия).

Количество обслуживаемых одной багерной насосной котлов зависит от их паропроизводительности и принимается не менее шести, четырех и двух при паропроизводительности каждого котла соответственно 320–500, 640–1000 и 1650–2650 т/ч. Насосное оборудование систем золошлакоудаления принимается по возможности крупных типоразмеров.

Багерные насосы устанавливаются с одним резервным и одним ремонтным агрегатом в каждой насосной станции. Шламовые (золовые) насосы устанавливаются с одним резервным агрегатом в каждой группе насосов. При необходимости перекачки шлакозоловой пульпы несколькими ступенями багерных и шламовых насосов в одной насосной станции устанавливаются насосы двух ступеней.

Для промывки золошлакопроводов при останове их перед ремонтом или выводом в резерв предусматривается подвод осветленной воды гидрозолошлакоудаления на всас каждого из багерных насосов (между арматурой и насосом) в количестве, равном подаче насоса. При двухступенчатой схеме багерных насосов осветленная вода подается на всас насосов первой ступени.

От каждой багерной насосной станции золошлакопроводы на золоотвал принимаются с одной резервной ниткой. Допускается устройство одного резервного золошлакопровода на две багерные насосные, и рекомендуется общий резервный пульпопровод для шлака и золы при разности их диаметров не более 50 мм. Гидротранспорт золошлаковой пульпы на золоотвал может быть организован самотеком под воздействием напора, получаемого за счет разности отметок входа пульпы в пульпопровод и выхода ее из пульпопровода на золоотвал. Для подъема пульпы на необходимую отметку входа в пульпопровод могут использоваться эрлифты. *Эрлифты* по принципу действия (ГОСТ 17398–72) относятся к динамическим насосам трения, в которых используется энергия сжатого воздуха. Схема эрлифтной установки показана на рис. 6.11. Золошлаковая пульпа из каналов через пульпораспределитель направляется в зумпф (колодец), в который опущена подъемная труба со всасывающим устройством и смесителем на нижнем конце и с воздухоотделителем на верхнем. К смесителю подводится сжатый воздух от компрессора. В подъемной трубе образуется трехфазная смесь (твердое вещество — жидкость — газ). Плотность ее меньше плотности золошлаковой пульпы, и по закону сообщающихся сосудов между столбами пульпы в зумпфе и трехфазной смеси в подъемной трубе устанавливается равновесие. Глубина погружения подъемной трубы под уровень пульпы в зумпфе h_1 может быть подобрана такой, что высота столба смеси в подъемной трубе будет достигать верхнего конца этой трубы или даже несколько превышать его. В последнем случае смесь будет непрерывно подниматься по подъемной трубе в воздухоотделитель. Здесь воздух выходит в атмосферу, а золошлаковая пульпа по сбросному трубопроводу поступает либо в золопровод и далее на золоотвал при одноступенчатой схеме подъема, либо в промежуточное всасывающее устройство при многоступенчатой схеме эрлифтной установки.

Дозирование подачи золошлакового материала в подъемную трубу эрлифтов достигается специальной конструкцией всасывающего устройства, размещенного на дне зумпфа.

В схеме эрлифтной установки предусмотрена подпитывающая труба, которая обеспечивает режим подачи смеси определенной концентрации даже в том случае, если над всасывающим устройством имеется слой золошлакового материала.

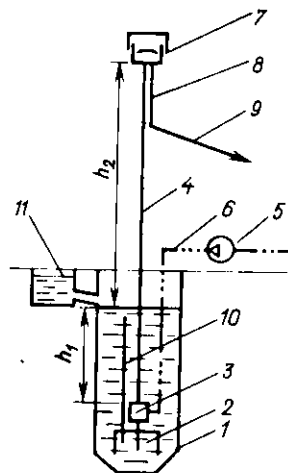


Рис. 6.11. Схема эрлифтной установки:

1 - зумпф (колодец); 2 - всасывающее устройство; 3 - смеситель; 4 - подъемная труба; 5 - компрессор; 6 - воздухопровод; 7 - воздухоотделитель; 8 - сбросной трубопровод; 9 - золопровод; 10 - подпитывающая труба; 11 - пульпораспределитель

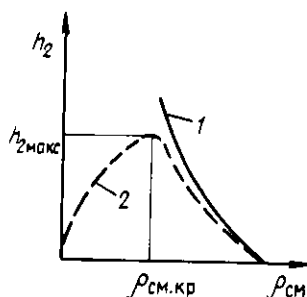


Рис. 6.12. Влияние $\rho_{см}$ на высоту подачи эрлифта:

1 - по уравнению (6.45); 2 - действительная зависимость

Условие равновесия пульпы снаружи подъемной трубы и смеси в ней записывается в виде

$$\rho_{п} g h_1 = \rho_{см} g (h_2 + h_1) = \rho_{см} g H, \quad (6.45)$$

где $\rho_{п}$, $\rho_{см}$ - плотность пульпы и трехфазной смеси, кг/м^3 ; g - ускорение свободного падения; h_1 - геометрическое погружение, м; h_2 - высота подачи (подъема) эрлифта, м; H - полная высота подъема, м.

Величина

$$\alpha_3 = h_1/H = \rho_{см}/\rho_{п} \quad (6.46)$$

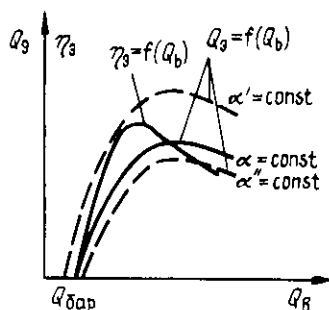
называется *относительным погружением эрлифта* и является характерным безразмерным его параметром.

При относительной скорости воздуха в подъемной трубе $w_6 = 2 \div 3$ м/с в ней образуется барботажный столб смеси такой, что потоком воздуха жидкость поднимается во взвешенном состоянии до устья подъемной трубы, но еще не изливается из нее, т.е. подача эрлифта равна нулю. Этой скорости соответствует барботажный расход воздуха Q_6 .

При увеличении расхода воздуха сверх барботажного появляется подача эрлифта Q_3 . Отношение объемного расхода воздуха Q_v (при стандартных условиях) к подаче эрлифта называется *удельным расходом воздуха* и является вторым важнейшим параметром эрлифта $q = Q_v/Q_3$.

Из формулы (6.45) видно, что при $\rho_{см} \rightarrow 0$ $h_2 \rightarrow \infty$ (кривая 1 на рис. 6.12). Этот вывод, который следует из условия равновесия жидкости в сообщающихся сосудах, для движущейся смеси не справедлив, так как при работе эрлифта энергия затрачивается не только на подъем смеси с нижнего уровня на верхний, но также и на преодоление сопротивлений при движении и на сообщение смеси кинетической энергии. Поэтому при некотором критическом значении $\rho_{см.кр}$ значение h_2 будет максимальным, а дальнейшее уменьшение будет вызывать понижение высоты подъема

Рис. 6.13. Расходные характеристики эрлифта



вследствие быстрого роста гидравлических сопротивлений, а также из-за прорыва воздушных масс через толщу смеси на поверхность (кривая 2 на рис. 6.12).

Таким образом, зависимость подачи эрлифта от расхода воздуха носит экстремальный характер. Основное уравнение эрлифта, определяющее его расходную характеристику, записывается в виде

$$Q_з = \frac{1}{1 + q_{\pi}} \sqrt{\frac{h_1}{a_3} \left(1 + q_{\pi} - \frac{1}{a} \right)}, \quad (6.47)$$

где $q_{\pi} = q \frac{P_a}{P_a + \rho_{\pi} g h_1 / 2}$; P_a — атмосферное давление; a_3 — размерный коэффициент пропорциональности, учитывающий сопротивление подающей трубы, $\text{с}^2/\text{м}^5$; q — удельный расход воздуха, отнесенный к среднему давлению по длине подъемной трубы.

Расходная характеристика эрлифта может быть получена наиболее надежно экспериментальным путем. Форма кривой расходной характеристики при $a_3 = \text{const}$ показана на рис. 6.13. Для одного и того же эрлифта изменение уровня пульпы в зумпфе приводит к изменению расходной характеристики (рис. 6.13). При увеличении притока пульпы уровень в зумпфе повышается, погружение растет и подача эрлифта увеличивается до тех пор, пока не станет равной притоку. Уменьшение притока приводит к снижению погружения и к соответствующему уменьшению подачи эрлифта. Это важное свойство самовыравнивания (самонастраивания) обеспечивает автоматическое приспособление эрлифта к изменяющемуся притоку пульпы в зумпф.

Для гидравлического расчета эрлифта бывают известны, как правило, следующие параметры: необходимая подача $Q_з$, высота подъема пульпы h_2 и глубина погружения h_1 . В соответствии с методикой, разработанной Донецким политехническим институтом, основные параметры эрлифта — диаметр подъемной трубы D , отнесенный к условиям всасывания; необходимое количество воздуха $Q_в$ для обеспечения заданной подачи — определяются из уравнений:

для длинных эрлифтов ($H/D > 200$ и $\rho g h_1 / P_a > 2$) при ограничении по $h_1 = 40 \div 120$ м

$$q_{\pi} = 60 \exp(-9a); \quad (6.48)$$

для коротких эрлифтов ($H/D < 200$ и $\rho_{\pi} g h_1 / P_a < 2$) при ограничении по $h_1 = 4 \div 10$ м

$$q_{\pi} = 0,767 a^{-2,2}; \quad (6.49)$$

$$q = q_{\Pi} \frac{P_a + (\rho_{\Pi} g h_1 / 2)}{P_a}; \quad (6.50)$$

$$c = 0,14 q_{\Pi}^{-0,6}; \quad (6.51)$$

$$Q_3 = c D^{2,5}; \quad (6.52)$$

$$Q_B = q Q_3, \quad (6.53)$$

где c — коэффициент производительности эрлифта.

Формулы (6.48) — (6.53) получены в предположении, что расчет ведется для режима работы эрлифта на 20% ниже максимальной подачи по восходящей линии расходной характеристики, так как это наиболее экономичный и устойчивый режим.

Если $\frac{\rho_{\Pi} g h_1}{P_a} > 1$, то подъемную трубу следует делать с дискретно изменяющимся диаметром, потому что по мере подъема смеси вверх давление в потоке уменьшается, а объемный расход смеси увеличивается. Соответственно увеличивается и скорость, которая может достигать значений, отрицательно сказывающихся на работе эрлифта. Разбивка диаметра подъемной трубы проводится из условий равенства работ расширения воздуха во всех ступенях.

Энергетическая характеристика эрлифта определяется коэффициентом полезного действия, который представляет собой отношение полезной мощности по подъему пульпы N_{Π} к мощности вводимого потока воздуха N_B :

$$\eta_3 = N_{\Pi} / N_B.$$

Здесь

$$N_{\Pi} = \rho_{\Pi} g Q_3 \left(h_2 + \frac{v_{\text{вых}}^2}{2g} \right);$$

$$N_B = Q_B P_a l_{\Pi} (1 + P_{\text{см}} / P_a);$$

$v_{\text{вых}}$ — скорость выхода пульпы из воздухоотделителя; l_{Π} — длина подводящей воздушной трубы.

Достоинства эрлифтов — простота конструкции и надежность действия.

При проектировании мощных эрлифтов рекомендуется проводить экспериментальные исследования на модели.

В системах гидрозолошлакоудаления кроме багерных и шламовых насосов используются еще следующие группы насосов:

насосы орошающей воды — для подачи воды на орошение, охлаждение и грануляцию шлака механизированного шлакоудаления, на орошение мокрых золоуловителей, на золосмывные аппараты;

насосы смывной воды — для подачи воды к побудительным соплам в каналах, к металлоуловителям, к водоструйным эжекторам-смесителям, к водоструйному дренажному насосу, на уплотнения и сальники шлакодробилок, багерных и шламовых насосов;

насосы уплотняющей воды — устанавливаются в том случае, если на уплотнение и сальники багерных и шламовых насосов необходимо подавать воду с давлением, превышающим рабочее давление смывных насосов;

дренажные насосы — для откачки поступающих в дренажные приемки грунтовых и дренажных вод, а также пульпы и воды при опорожнении отключенных напорных пульпопроводов.

Насосы орошающей, смывной и уплотняющей воды устанавливаются с одним резервным агрегатом. Если в системе гидрозолоудаления возможны значительные минеральные отложения, то в каждой группе насосов необходимо предусматривать по одному дополнительному насосу. Дренажные насосы резервируются водоструйным насосом.

Пульпопроводы выполняются из стальных труб с толщиной стенки 8–12 мм. Для уменьшения диаметра золошлакопроводов рекомендуется применять сгустители, которые следует устанавливать в котельном отделении или вблизи ТЭС. Для увеличения срока службы пульпопроводов рекомендуется их периодически поворачивать на 90–120° вокруг оси. Для этой цели трассу пульпопровода разбивают на участки с фланцами. При абразивных золошлаках пульпопроводы могут футероваться изнутри базальтовыми вкладышами.

Пульпопроводы прокладываются с уклоном в сторону золоотвала или котельной. При сильно пересеченном рельефе местности и надлежащем обосновании они укладываются с повышенной раздельной точкой между котельной и золоотвалом или по ломаному профилю. Пульпопроводы укладываются по поверхности земли на простейших бетонных и деревянных опорах с расстоянием между опорами 5–7 м, с уклоном не менее 0,0005 для золы и не менее 0,0025 для твердого шлака. Повороты пульпопроводов должны быть плавными, с радиусом не менее пяти диаметров трубы, а количество их должно быть минимально возможным. Пульпопроводы оборудуются сальниковыми компенсаторами одностороннего типа обычно в местах, близко расположенных к поворотам. Расстояние между компенсаторами

$$L_K = l_K / \alpha \Delta t,$$

где l_K — допустимый свободный ход компенсатора; α — коэффициент линейного расширения материала пульпопровода, который для стальных труб равен $12 \cdot 10^{-6}$; Δt — разность наивысшей и наименьшей температур внешней среды, °С.

В пониженных точках для опорожнения пульпопроводов предусматриваются выпускные устройства. Опорожнять золошлакопроводы в системы канализации и водоемы запрещается, поэтому для опорожнения используются бессточные понижения рельефа местности, а при неблагоприятном профиле трассы — простейшие емкости. На пульпопроводах устанавливаются автоматические отключающие устройства для предотвращения обратного потока пульпы из пульпопровода. В пределах золошлакоотвала золошлакопроводы следует прокладывать по гребню дамбы или на эстакаде вдоль дамб со стороны верхнего бьефа.

6.6. Золоотвалы

Золоотвалы относятся к гидротехническим сооружениям. Класс отвалов золошлаковых материалов определяется проектной высотой, зависящей от класса сооружений:

Высота отвала м	Более 50	50–25	25–15	Менее 15
Класс сооружения . . .	I	II	III	IV

Класс отвала может быть повышен, если его авария способна вызвать катастрофические последствия для работы самой станции, населенных пунктов, крупных предприятий, железнодорожных магистралей, каналов. Снижение класса отвала допускается, если отвал находится в малонаселенном, хозяйственно неосвоенном районе и поблизости от него нет объектов, которые могли бы пострадать в результате аварии сооружений на отвале.

Классификация золоотвалов по конструктивным признакам приведена в табл. 6.5, а конструкция их показана на рис. 6.14. Отвалы типа I-A применяются для складирования шлака угольных топлив: жидкого измельченного, твердого измельченного, твердого неизмельченного (крупного и средней крупности).

Отвалы типа I-B применяются при совместном удалении золошлаковой пульпы при расходе пульпы 500–1000 м³/ч и при повышенных требованиях к качеству осветленной воды по содержанию в ней взвешенных частиц. Отвалы типа В могут использоваться при раздельном складировании золы и шлака при больших расходах пульпы, шлак в этом случае намывается на дренированное основание для образования боковой зоны отвала.

Конструкция отвалов типа II наиболее рациональна и экономична, если золошлаковый материал обладает высокой цементирующей способностью, а также если содержание шлаковых фракций в исходном золошлаковом материале превышает 20%. Конструкция золоотвала для конкретной станции должна выбираться на основании технико-экономического расчета. Сооружения золошлакоотвалов проектируются с учетом емкости золоотвала, достаточной для работы станции в течение 5 лет полной мощностью.

Таблица 6.5. Классификация золоотвалов

Тип отвала	Конструктивный признак отвала
I-A	Дренированный без дамб наращивания и отстойного пруда
I-B	Дренированный с прудом инфильтрации и дамбами наращивания
I-B	Дренированный без дамб наращивания и отстойным прудом (комбинированный тип отвала)
II	С поярусным обвалованием из золошлакового материала
III	С поярусным обвалованием из грунта
IV	С ограждающей дамбой из грунта, возводимой на проектную (конечную) высоту отвала

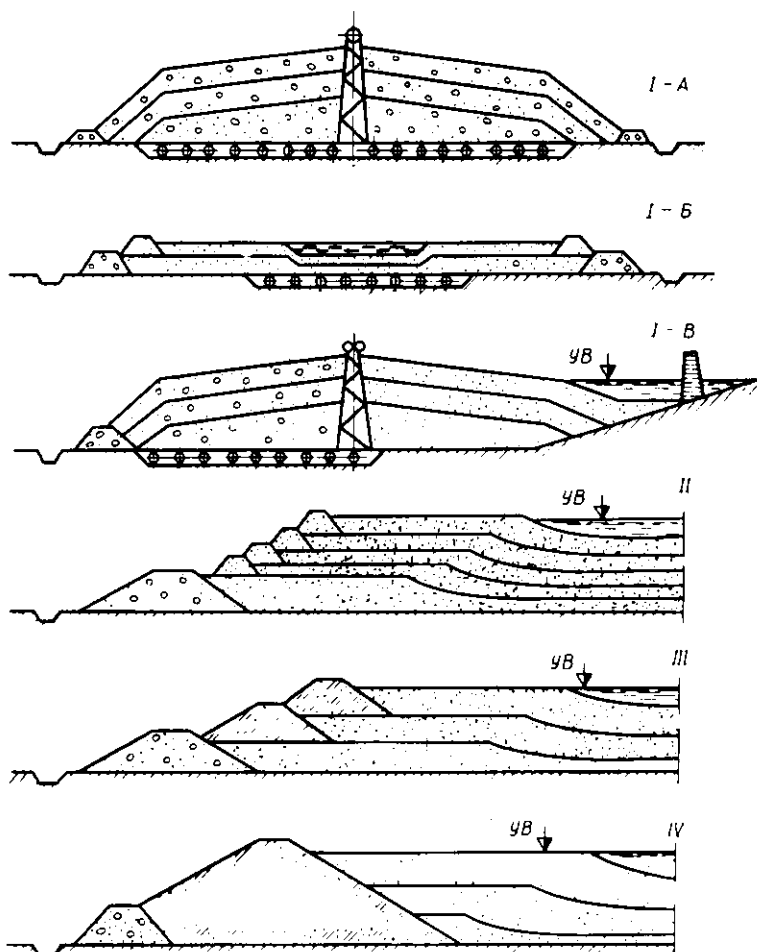


Рис. 6.14. Типы конструкций золоотвалов:

I-A – дренажный золоотвал, образованный надводным намывом; I-B – дренажный золоотвал с прудом инфильтрации; I-B – комбинированный золоотвал с дренажной боковой зоной и отстойным прудом; II – золоотвал с поярусным обвалованием из золошлакового материала; III – золоотвал с поярусным обвалованием из грунта; IV – золоотвал с ограждающей дамбой из грунта

Высота первичных ограждающих дамб определяется расчетом, при этом учитывается проектируемый способ складирования золошлаков, в частности у золоотвалов типа II, исходя из возможности накопления золошлакового материала для последующего наращивания дамб. Устойчивость ограждающих дамб золоотвалов рассчитывается аналогично устойчивости плотин соответствующего класса с учетом предельной высоты заполнения золошлакоотвала.

В зависимости от рельефа местности и гидрографической сети района

различают золоотвалы равнинные, пойменные, косогорные (склонные), овражные (долинные), подводные.

Равнинные золоотвалы занимают большие площади, требуют обвалования по всему периметру отвала, разводящие пульпопроводы для них получаются большой длины. Размеры водосбросных сооружений равнинных золоотвалов определяются главным образом расходом осветленной воды, так как приток поверхностных вод (от ливней и снеготаяния) мал. *Пойменные* золоотвалы устраиваются в поймах рек. Низовой откос этих отвалов должен защищаться от воздействия течения реки и ледохода. *Косогорные* золоотвалы создаются на склонах возвышенности выше зоны затопления паводковыми водами. *Овражные* золоотвалы устраиваются в естественных углублениях местности с относительно небольшими уклонами (менее 0,10). Для этих отвалов достаточно сложно решается задача стока. С этой целью могут устраиваться обводные каналы в обход отвала, по дну отвала может укладываться трубопроводный коллектор. В качестве подводных золоотвалов могут служить естественные непроточные водоемы, а также заливы озер и водохранилищ. В последнем случае во избежание загрязнения водоема по водной границе возводится специальная дамба, исключающая фильтрацию с выносом за пределы золоотвала мелких частиц золы.

Золошлаковые материалы могут намываться на отвалах надводным и подводным намывом. При надводном намыве (выше уровня отстойного пруда) частицы золошлакового материала осаждаются из потоков пульпы на поверхности намывных ранее отложений. Наиболее крупные и тяжелые частицы осаждаются вблизи выпуска пульпы из пульпопровода, мелкие выносятся потоками пульпы в наиболее удаленную часть подводных отложений, мельчайшие частицы золы выпадают на дно отстойного пруда. При подводном намыве частицы золы и шлака осаждаются под действием силы тяжести в достаточно глубоком водоеме с весьма малыми скоростями течения воды, когда поток практически не оказывает никакого "силового воздействия" на поверхность отложений.

Из разводящих пульпопроводов на отвалах ТЭС пульпа сбрасывается сосредоточенно (из одного выпуска) или рассредоточенно (из нескольких выпусков). Рассредоточенный намыв может проектироваться по однотрубной и двухтрубной схемам. Диаметр выпусков пульпы для рассредоточенного намыва рекомендуется принимать равным трем поперечникам расчетного куска шлака. Для уменьшения диаметров выпусков следует применять дробилки тонкого дробления шлака ($\delta = 10$ мм) или шлакоотборники.

Золоотвалы следует, как правило, намывать по схеме от дамбы к пруду, для того чтобы обеспечить отложения шлаковых фракций у наружного откоса сооружения и отмыв мелких фракций золы к отстойному пруду. Такая схема намыва создает наиболее благоприятные условия для возведения дамб наращивания из намывного золошлакового материала и образования надежного основания для этих дамб.

Пульпа сбрасывается из выпусков, вмонтированных в разводящие пульпопроводы; последние укладываются обычно на отдельностоящие опоры. Расстояние между выпусками обычно определяется из условия образования "равнопрочных" отложений по гранулометрическому составу

Таблица 6.5а. Расстояние между выпусками пульпы из пульпопровода

Характеристика выпуска	Диаметр пульпопровода, мм			
	200	300	400	500
Диаметр, мм	150	200	300	400
Расстояние, м	20	35	50	75

и объемной массе по длине фронта намыва. Для золоотвалов с поярусным обвалованием из грунта или золошлакового материала расстояние между выпусками принимается в зависимости от диаметра пульпопровода (табл. 6.5а).

6.7. Водоснабжение систем ГЗУ

Для уменьшения количества загрязненной воды, сбрасываемой в водоемы из систем гидрозолоудаления, последние переводятся на работу по оборотному циклу: осветленная на золоотвале вода возвращается на электростанцию для повторного использования.

Оборотная система работает без сбросов, если количество поступающей в нее воды не превышает суммы потерь воды из системы. Годовой баланс воды отстойного пруда и гидрозолоудаления при оборотном водоснабжении в общем случае определяется следующим соотношением:

$$Q_e + Q_p = Q_c + Q_n + Q_f + Q_{зш} + Q_{пр} + Q_o,$$

где Q_e — естественный приток воды к отстойному пруду с водосборной площади золоотвала; Q_p — количество воды, поступающей в пруд вместе с золошлаковой пульпой; Q_c — потери воды из системы ГЗУ в здании станции; Q_n — потери воды на испарение с площади зеркала пруда; Q_f — потери воды на фильтрацию через ложе золоотвала (включая пруд) и через ограждающие дамбы; $Q_{зш}$ — количество воды, идущей на заполнение пор намытого золошлакового материала; $Q_{пр}$ — количество воды, необходимое для подъема уровня воды в пруде, в связи с повышением поверхности отложений золошлакового материала; Q_o — количество воды, которое можно получить из отстойного пруда для водоснабжения системы ГЗУ.

Величины Q_e , Q_n и Q_f определяются с учетом климатических, топографических и гидрогеологических материалов района расположения золоотвала по общепринятым методам расчета. Величины Q_c и Q_p определяются по материалам проекта системы ГЗУ, а $Q_{пр}$ — по плану золоотвала в горизонталях. На заполнение пор золы и шлака идет количество воды, примерно равное половине массы осевших золы и шлака, что соответствует 2–4% общего расхода воды в системе.

Водный баланс системы ГЗУ необходимо проектировать нулевым. Подпитку оборотной системы ГЗУ (до нулевого водного баланса) следует предусматривать технологическими сточными водами ТЭС. Эти воды, включая воды от гидроуборки, разрешается подавать в систему ГЗУ в тех случаях, когда это допустимо по водному балансу системы и химическому составу сточных вод.

Чтобы судить о возможных последствиях попадания осветленной воды в природные водоемы или грунтовые воды, необходимо иметь представленные об общем солесодержании осветленной воды и содержании в ней токсичных элементов — фтора, мышьяка, ванадия, ртути и т.д., а также канцерогенных веществ. Образование отложений в трубопроводах и насосах осветленной воды и возможный состав отложений зависят от щелочности и содержания сульфатов в осветленной воде.

При гидротранспорте золы и шлака содержащиеся в них соединения могут растворяться в воде. В орошающей мокрой золоуловителе воде растворяются, кроме того, некоторые газообразные вещества, присутствующие в дымовых газах: SO_2 , SO_3 , CO_2 , фтористые соединения и др. На золоотвале пульпа и осветленная вода поглощают из атмосферы CO_2 и O_2 . При взаимодействии между собой растворившиеся в воде вещества могут образовывать новые соединения, которые или остаются в растворенном состоянии, или выпадают в осадок, если их содержание в воде превышает предел растворимости при данной температуре.

Для выбора схемы ГЗУ и подбора оборудования необходимо знать щелочность и содержание сульфатов в осветленной воде — показатели, характеризующие возможность образования и состав отложений в трубопроводах и насосах. Щелочность осветленной воды в оборотных системах ГЗУ определяется в основном содержанием свободной окиси кальция в золе: если ее более 2 г-экв в 1 кг золы (более 5,6% свободного CaO), то осветленная вода будет насыщенным или пересыщенным раствором Ca(OH)_2 с $\text{pH} = 12,6$. При содержании в летучей золе от 0,5 до 2 г-экв/кг свободного оксида кальция (1,4–5,6%) в системах с сухими золоуловителями осветленная вода будет иметь $\text{pH} = 11,5 \div 12,5$, а с мокрыми золоуловителями $\text{pH} = 11 \div 12$. Если количество свободной окиси кальция

Таблица 6.6. Классификация замкнутых систем ГЗУ с сухими золоуловителями

Номер группы	Топливо	Содержание оксида кальция в золе, %	Состав осветленной воды, мг-экв/л			
			Ca(OH)_2	CaCO_3	CaSO_4	pH
1	Угли Канско-Ачинского бассейна, сланцы, торф некоторых месторождений	>15	>46	>1,6	<30	>12
2	Угли Донецкого, Кузнецкого, Львовско-Волынского бассейнов	10–3	<46	>1,6	<30	8,5–12,6
3	Угли Экибастузского, Подмосковского, Кизеловского бассейнов, угли месторождений Кавказа	<3	0,0	1,6	<30	5,0–8,5

в летучей золе менее 0,5 г-экв/кг, то рН осветленной воды будет в пределах 8–11,5 при сухих и 6–11 при мокрых золоуловителях.

По характеру протекающих в замкнутых системах ГЗУ процессов они могут быть разделены на группы. В качестве примера в табл. 6.6 классификация дана для систем ГЗУ с сухими золоуловителями. Характерная отличительная особенность первой группы состоит в том, что осветленная вода значительно пересыщена гидратом окиси кальция, поэтому если осветленную воду сразу перекачивать на электростанцию, то избыток $\text{Ca}(\text{OH})_2$ будет кристаллизоваться на внутренней поверхности насосов и трубопроводов осветленной воды, а также в арматуре, трубах и соплах внутренних линий смывной воды.

Выделяющиеся на золоотвале кристаллы гидрата окиси кальция связывают частицы золы и в результате отложения золы на золоотвале приобретают со временем значительную прочность, что позволяет использовать золу для наращивания ограждающих дамб без применения каких-либо упрочняющих сооружений. При выборе площади живого сечения бассейна осветленной воды золоотвала для рассматриваемой группы руководствуются не полнотой осаждения частиц золы из циркуляционной воды, а полнотой ликвидации пересыщения осветленной воды гидратом оксида кальция.

Если существует опасность образования в коммуникациях осветленной воды отложений гидрата оксида кальция, то должен предусматриваться бассейн или отсек золоотвала для выдерживания в нем осветленной воды в течение 250–300 ч, а при образовании отложений карбоната кальция — 100–150 ч.

Ко второй группе замкнутых систем ГЗУ относятся такие, фильтрат пульпы которых, поступающий на золоотвал, содержит гидрат оксида кальция с концентрацией меньше предела растворимости, и поэтому в

системах ГЗУ отсутствуют отложения кристаллов гидрата оксида кальция. Вместимость и площадь живого сечения зеркала бассейна осветленной воды могут быть взяты несколько меньше, чем для систем первой группы. Выдержка осветленной воды в бассейне должна составлять 100–150 ч.

Образование отложений в этой группе систем ГЗУ носит ярко выраженный сезонный характер. Зимой, когда бассейн золоотвала покрывается льдом, карбонат кальция практически не образуется, так как нет контакта воды с углекислотой воздуха, и рост отложений приостанавливается, а смывные и побудительные сопла не забиваются. Летом вследствие более значительной скорости кристаллизации карбоната кальция (из-за по-

Возможный состав отложений	Характер продувки системы
$\text{Ca}(\text{OH})_2$	Периодическая или небольшая постоянная продувка, определяется наличием избытка воды в системе
CaCO_3	То же
Не образуются	"

вышенной температуры) в насосы осветленной воды поступает слабо пересыщенная осветленная вода.

Весной и осенью при отсутствии ледового покрова при низкой температуре воды из пересыщенной карбонатом кальция осветленной воды выпадают кристаллы, содержащие шесть молекул кристаллизационной воды, что и обуславливает относительно быстрый рост отложений. Для снижения интенсивности образования карбонатных отложений рекомендуется применять те же мероприятия, что и для систем первой группы. Прочность насыпанных из золы и шлаков дамб в системах второй группы значительно ниже, чем в системах первой группы, так как связывающие золу отложения гидрата оксида кальция отсутствуют.

К третьей группе замкнутых систем ГЗУ относятся системы, транспортирующие золу и шлак, не содержащие соединений, легко выщелачиваемых водой. Никаких отложений в этих системах не образуется, поэтому размеры бассейна осветленной воды определяются только временем, необходимым для полного осаждения взвешенных частиц. Зола в этих системах мало пригодна для насыпки или намывки дамб, так как ни в золе, ни в осветленной воде нет веществ, упрочняющих сооружаемые дамбы. Отрабатывшие золоотвалы без специальных мероприятий по их консервации пылят, создавая недопустимые санитарные условия.

6.8. Автоматизация золошлакоудаления

В гидравлических системах золошлакоудаления с насосами основными объектами автоматизации являются насосные станции. Автоматизация процесса гидрозолошлакоудаления призвана обеспечить надежную работу системы, сократить обслуживающий персонал.

Предусматривается автоматическое включение резерва (АВР) всех насосных агрегатов: багерных насосов и насосов уплотняющей воды к ним, смывных насосов, насосов орошающей и эжектирующей воды и др. АВР действует как при отключении двигателя насоса, так и при падении давления на его напоре. Багерные насосы включаются на открытые задвижки. После включения насоса под воздействием перекачиваемой среды открывается и становится на защелку обратный клапан.

Автоматическое включение резервного багерного (или шламового) насоса действует по импульсу от поплавкового сигнализатора при повышении уровня пульпы в приемной емкости перед багерными насосами или сверх установленного предела и по импульсу от электроконтактного манометра при произвольном останове рабочего насоса и при падении давления на напоре багерного или шламового насоса.

Предусматриваются защитные блокировки, действующие на закрытие обратных клапанов багерных насосов при останове дробилки или падении давления уплотняющей воды. При любом отключении багерного насоса подается импульс на соленоид защелки обратного затвора, приводящий к закрытию последнего.

Предусматривается: автоматическое включение дренажных насосов по импульсу от поплавковых реле при переполнении дренажного приямка; автоматическое поддержание давления уплотняющей воды за счет

включения резервного насоса при останове рабочего или при падении давления уплотняющей воды в магистрали, а также отключение электромагнитным клапаном подачи уплотняющей воды на неработающий насос; автоматический останов смывного насоса или закрытие задвижек на трубопроводе смывной воды шлака и золы по импульсу от поплавкового реле при переполнении шлаковых или золовых каналов.

Щиты управления размещаются в багерной и других насосных станциях. На щите сигнальными устройствами фиксируются состояние механизмов, а также параметры, характеризующие работу насосной (повышение уровня в шлаковом канале, залив водой насосной, обрыв цепей управления и контроль напряжения). На главный или центральный щит подается общий сигнал неисправности в насосной.

Автоматизация багерной насосной в описанном объеме позволяет обслуживать багерную насосную лишь обходчиком, постоянный обслуживающий персонал там не требуется.

6.9. Охрана окружающей среды

Системы золошлакоудаления и золоотвального хозяйства ТЭС способны оказывать отрицательное влияние на окружающую среду. Оно может быть вызвано пылением золоотвалов, загрязнением грунтовых вод вредными веществами, содержащимися в фильтрате золоотвалов (за счет взвешенных фракций золы и химических компонентов, содержащихся в воде отстойных прудов).

Для борьбы с пылением золоотвалов рекомендуется закрепление наружных откосов отвала грунтом с посевом трав и посадкой кустарника. Для оперативного закрепления поверхности золоотвалов их периодически поливают из дождевальных установок; поднимают уровень воды отстойного пруда для покрытия водой возможно большей поверхности намывного золошлакового материала; удлиняют фронт намыва и таким образом смачивают пыльной возможно большую площадь поверхности откоса намыва; химически закрепляют поверхность золоотвала эмульсией латекса или битума, растворами полимеров-структурообразователей, однорастворной силикатизацией.

Для уменьшения утечки фильтративной воды из золоотвалов применяют экранированные лежа отвалов. В качестве экрана может использоваться полиэтиленовая пленка. При содержании свободного оксида кальция в золе свыше 2 г-экв/кг осветленная вода в системе ГЗУ будет пересыщена по $\text{Ca}(\text{OH})_2$, и для снижения гидратной щелочности часть осветленной воды сбрасывается в виде продувки. В сбрасываемых в водоемы водах ГЗУ (в том числе и продувочных) должны отсутствовать грубодисперсные вещества со скоростью оседания более 0,25 0,75 м/с. Концентрация токсичных веществ в водоемах после сброса в них вод ГЗУ не должна превышать ПДК. Из-за большого расхода сточных вод их очистка оказывается сложным и дорогостоящим мероприятием, поэтому в соответствии с Нормами проектирования ТЭС следует применять оборотную систему водоснабжения.

ПНЕВМАТИЧЕСКОЕ И ПНЕВМОГИДРАВЛИЧЕСКОЕ ЗОЛОУДАЛЕНИЕ. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЗОЛОШЛАКОВЫХ МАТЕРИАЛОВ В НАРОДНОМ ХОЗЯЙСТВЕ

7.1. Виды пневмотранспорта

На ТЭС с сухими золоуловителями нормами технологического проектирования ТЭС предусматривается внутростанционное пневмогидравлическое золоудаление: зола из-под золоуловителей собирается пневмосистемами в промежуточный бункер, а из него (при отсутствии потребителей золы) подается через каналы гидрозолоудаления в насосную станцию, и оттуда пульпа транспортируется на золоотвал. Потребителям зола может выдаваться непосредственно из промежуточных бункеров или со склада сухой золы, куда она транспортируется из промежуточного бункера пневматическим способом.

Коротко остановимся на качественной стороне процессов пневмотранспорта. Представим себе неподвижный слой сыпучего материала (золы) на пористой горизонтальной стенке. Если снизу пористой стенки подавать под давлением воздух, то в слое материала он будет двигаться через поровые каналы, образуемые соприкасающимися твердыми частицами, со скоростью v_0 , которая связана со скоростью потока v , отнесенной к площади живого поперечного сечения слоя, соотношением

$$v_0 = v/\epsilon,$$

где $\epsilon = 1 - \rho_n/\rho$ — порозность сыпучего материала, имеющего истинную ρ и насыпную ρ_n плотности.

По мере увеличения скорости v_0 силы гидродинамического воздействия воздуха на частицы возрастают, и когда они станут равны силе тяжести частиц, то последние начнут перемещаться относительно друг друга. Сначала в это движение вовлекаются самые мелкие частицы, а потом все более крупные. При этом увеличиваются порозность слоя и его высота. Очевидно, что каждой заданной скорости v соответствует своя порозность. При некоторой скорости воздуха материал приобретает способность течь подобно жидкости, поэтому такое состояние называется псевдооживленным, а скорость потока, при которой оно наступает, — скоростью псевдооживления.

По мере дальнейшего увеличения скорости воздуха частицы слоя приходят в хаотическое движение, по внешнему виду это состояние напоминает кипящую жидкость с волнистой граничной поверхностью. Такую систему подвижных частиц, поднимаемых выходящими струйками воздуха и интенсивно перемешивающихся в пределах разбавленного слоя, принято называть *кипящим слоем*, хотя физическая его основа не аналогична кипению жидкости.

Таким образом, псевдооживленный слой является переходным от неподвижного к кипящему.

Слой, в котором частицы совершают хаотическое возвратно-поступательное движение, все время оставаясь в потоке воздуха и не выходя за пределы определенного объема, называется *взвешенным*. При этом даже

небольшое увеличение скорости воздуха приводит к поступательному движению частиц и выносу их из слоя — к началу пневмотранспорта.

Из рассмотренного ясно, что скорость восходящего потока воздуха, при которой сила тяжести частицы уравнивается подъемной силой потока, т.е. скорость витания, — это одна из важнейших характеристик транспортируемых пневматическим способом частиц. От значения этой скорости зависит выбор параметров и характеристики всей пневмотранспортной установки. Кроме скорости витания на условия пневматического транспортирования влияют следующие основные свойства материалов: гранулометрический состав, форма частиц, плотность (истинная и насыпная), влажность, твердость, абразивность и др.

Для пневмотранспорта в горизонтальных и наклонных каналах важны также так называемые скорости трогания и критическая скорость.

Скоростью трогания $v_{тр}$ называют ту минимальную скорость воздуха, осредненную по поперечному сечению трубопровода, при которой одиночная твердая частица, лежащая на "дне" трубопровода, сдвигается с места и начинает перемещаться по "дну".

Критической скоростью $u_{кр}$ называют минимальную скорость, при которой твердые частицы транспортируются в горизонтальном направлении, не оседая на дно трубы.

Скорость трогания (сдувания) частиц, отложившихся на дне канала, значительно превышает критическую скорость (в 2–3 раза), что объясняется различием в характере обтекания неподвижных и движущихся частиц.

Все основные виды пневмотранспорта золы по характеру движения можно разделить на три группы:

1. Гравитационный транспорт псевдооживленного (азрированного) слоя золы. Он используется в аэрожелобах — в устройствах, в которых псевдооживленная зола движется в сторону наклона аэрожелоба подобно воде в канале.

2. Транспорт псевдооживленной или частично азрированной золы насосными установками. В загрузочных устройствах насосного типа с помощью специальных форсунок или азрирующих воздухопроницаемых перегородок зола сначала псевдооживляется, а затем в таком состоянии выносятся из емкости в трубопровод. Состояние псевдооживления лучше всего поддерживается на вертикальных участках трубопровода, где происходит интенсивное перемешивание золы с воздухом.

3. Транспорт частиц золы, взвешенных в трубопроводе потоком воздуха. При этом способе зола вводится загрузочным устройством в трубопровод, где взвешивается движущимся по трубопроводу с достаточно большой скоростью потоком воздуха, и далее перемещается во взвешенном состоянии. Воздух движется по трубопроводу вследствие разности давлений в начале и конце его. По способу создания в трубопроводе разности давлений различают вакуумные (всасывающие), напорные (нагнетательные) и комбинированные (вакуумно-напорные) установки. В напорных установках плотность сжатого воздуха больше, чем атмосферного, перепад давления и скорость потока могут быть больше, чем в вакуумных системах, а следовательно, и "переносная способность" потока в них

выше. Поэтому нагнетательные установки применяют при транспортировании на большие расстояния и на подъем.

Для всех систем пневмотранспорта характерно перемещение твердых частиц при условии преимущественного влияния на движение гравитационного поля твердой фазы, плотность которой в тысячи раз больше плотности воздуха.

Относительное объемное содержание частиц в потоке аэросмеси составляет чаще всего 1%, лишь в особо благоприятных условиях 3–4%. В этом состоит принципиальное отличие пневмотранспорта от гидротранспорта.

7.2. Схемы пневматического и пневмогидравлического золоудаления

Для сбора сухой золы в промежуточный бункер и транспорта ее на склад используются пневмосистемы с аэрожелобами, пневмоподъемниками, вакуумные системы и низконапорные трубные системы. При значительной приведенной длине транспорта до склада (до 1000 м) применяют напорные пневмосистемы с пневмовинтовыми или камерными насосами.

В любых схемах пневмозолоудаления можно выделить для удобства классификации два основных узла: узел отбора сухой золы из-под золоуловителей и подачи ее в промежуточный бункер и узел транспорта золы из промежуточного бункера на склад для последующей отгрузки потребителям.

Узел отбора выполняют с использованием аэрожелобов или по вакуумной (грубно-вакуумной) схеме. Узел транспорта может выполняться

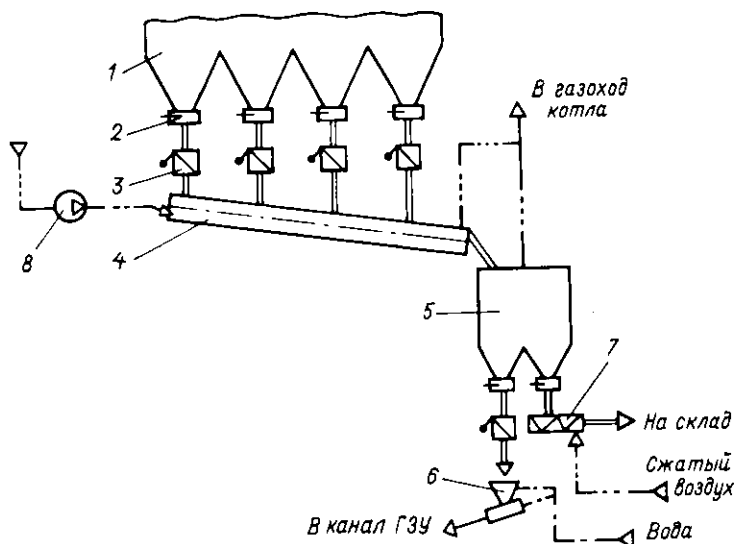
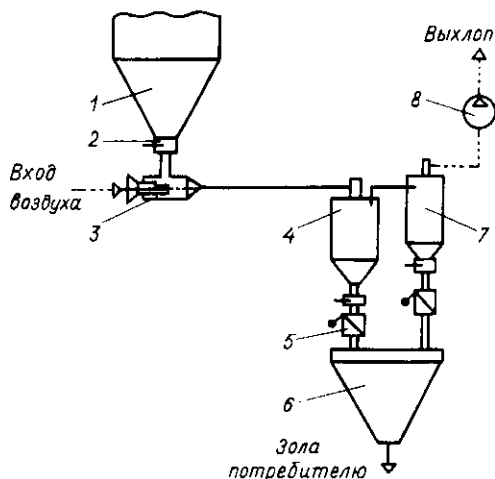


Рис. 7.1. Схема сбора золы аэрожелобами:

1 – бункер золоуловителя; 2 – шибер; 3 – мигалка; 4 – аэрожелоб; 5 – промежуточный бункер; 6 – золосмеситель; 7 – пневмовинтовой насос; 8 – вентилятор системы ПЗУ

Рис. 7.2. Схема вакуумной системы сбора золы:

1 — бункер золоуловителя; 2 — шибер; 3 — регулируемая насадка; 4 — осадительная камера; 5 — мигалка; 6 — разгрузочный сборный бункер (силос); 7 — циклон; 8 — воздушный механизм



по вакуумной схеме при небольшой длине транспортирования и по напорной схеме, если длина транспортирования значительная.

На рис. 7.1 показана схема сбора золы с использованием аэрожелобов. Зола из бункера золоуловителя через шибер, клапан-мигалку или пневматический затвор поступает в наклонный аэрожелоб и транспортируется по нему в промежуточный бункер. Длина одного участка аэрожелобов обычно не превышает 40 м. Воздух подается к пневмослоевым затворам от воздуходувок ($p = 0,2 \div 0,3$ МПа), а в аэрожелоб — от дутьевых вентиляторов котла или отдельным вентилятором. Отработавший в аэрожелобе воздух отводится в газоход котла до золоуловителя или очищается от золы и выбрасывается в атмосферу. Из промежуточного бункера предусматривается резервный сброс золы в систему гидрозолоудаления.

Узел сбора золы с вакуумной системой показан на рис. 7.2. Зола из бункера золоуловителя поступает в регулируемый всасывающий насадок, где смешивается с потоком воздуха, засасываемым через этот насадок из атмосферы, и по стальным трубопроводам золовоздушная смесь транспортируется до осадительной камеры, в которой скорость воздуха резко падает и основная масса золы отделяется от воздуха. Для более глубокой очистки воздуха после осадительной камеры устанавливают дополнительные циклоны, а иногда и мокрые фильтры. Зола из осадительной камеры и циклона поступает в промежуточный золовой бункер. Вакуум в системе создается пароструйными эжекторами, водокольцевыми вакуум-насосами или высоконапорными вентиляторами.

Вакуумные системы достаточно просты, герметичны, компактны в местах приема золы, легко разветвляются. Дальность транспортирования золы ограничивается разрежением, сопротивлением пневмозолопровода и не превышает 200 м. Для использования вакуумных схем при большей дальности транспортировки требуется установка нескольких промежуточных станций перекачки, поэтому для транспорта на значительные расстояния (до 1000 м) применяют напорные схемы.

На рис. 7.3 представлена схема напорной пневмосистемы с двухкамерным насосом. Из промежуточного бункера зола поступает в двухкамерный пневмонасос и подается им в силосный склад. После отделения золы воздух отсасывается из силоса вентилятором, проходя очистку

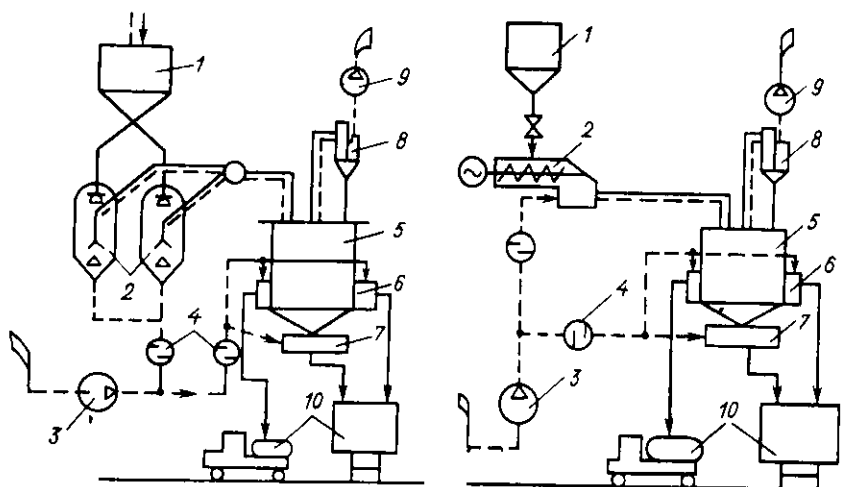


Рис. 7.3. Схема напорной системы пневмотранспорта золы с двухкамерным пневмонасосом:

1 — промежуточный бункер; 2 — двухкамерный пневмонасос; 3 — компрессор; 4 — фильтры-осушители; 5 — силосный склад; 6 — боковые выгрузчики золы; 7 — донный выгрузчик золы; 8 — пылеуловитель; 9 — вентилятор; 10 — транспортные средства для вывоза золы

Рис. 7.4. Схема напорной системы пневмотранспорта золы с пневмовинтовым насосом:

2 — пневмовинтовой насос; остальные обозначения те же, что на рис. 7.3

в рукавном фильтре. Сжатый воздух для питания камерного пневмонасоса и пневмовыгрузчиков силосного склада подается от компрессорной станции. По пути он проходит фильтры-осушители. Из силосного склада зола выдается в транспортные средства потребителей. Склад сухой золы принимается емкостью не более двухсуточного запаса при среднегодовой выдаче золы.

Схема напорной пневмосистемы с пневмовинтовыми насосами изображена на рис. 7.4. Она аналогична схеме с камерными насосами. Для нормальной работы напорных пневмосистем необходима очистка воздуха от влаги и масла.

Основные экономические показатели — удельные капитальные затраты и себестоимость удаления тонны сухой золы — для каждой схемы зависят от годовой производительности по выдаче и дальности пневмотранспорта золы в пределах площадки ТЭС. При производительности по сухой золе в относительно небольших количествах (до 200 тыс. т в год) и предельной приведенной дальности внутростанционного пневмотранспорта до 200 м оптимальна вакуумная схема сбора золы в промежуточный бункер и дальнейшего транспорта ее на склад. При производительности по сухой золе 300–500 тыс. т в год и более и при приведенной дальности внутростанционного пневмотранспорта до 500 м выбор оптимальной схемы пневмозолоудаления для каждой конкретной ТЭС должен выполняться на основании технико-экономического расчета.

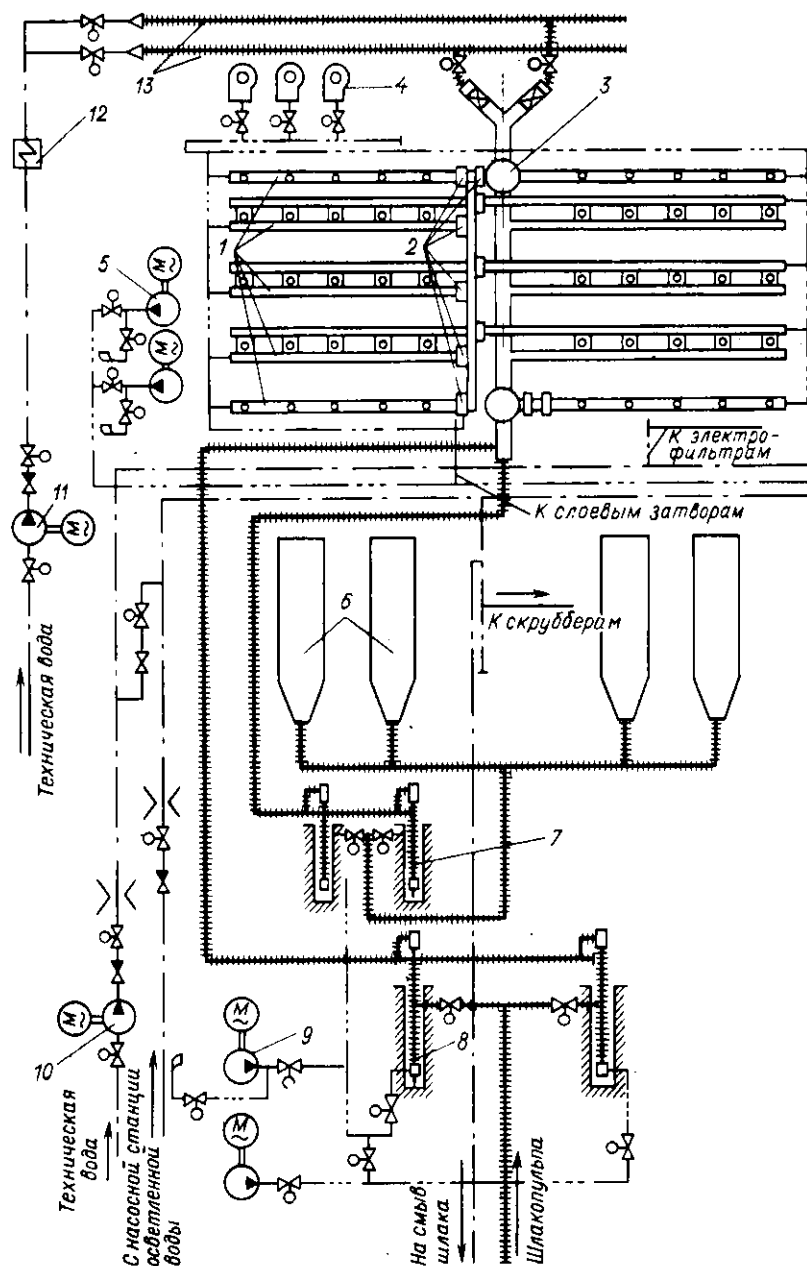


Рис. 7.5. Схема пневмогидравлического золошлакоудаления:

1 — аэрожелоба; 2 — слойовой затвор; 3 — смывной аппарат — эжектор; 4 — вентилятор; 5 — воздуходувка; 6 — скруббер; 7 — эрлифт золовой; 8 — эрлифт шлако-вой; 9 — нагнетатель; 10 — насос смывной воды; 11 — насос промывки золошлако-проводов; 12 — подогреватель промывочной воды; 13 — золошлакопроводы

При годовой производительности по выдаче сухой золы 300–500 тыс.т и более и при приведенной дальности пневмотранспорта свыше 500 м (до 1000 м) оптимально сочетание системы сбора золы аэрожелобами и транспорта ее на склад по напорной схеме с пневмовинтовыми насосами, а применение вакуумной системы нецелесообразно из-за необходимости сооружения неоправданно большого числа промежуточных станций перекачки.

Пневмогидравлическая система золоудаления. Если потребители не используют всего количества образующейся на станции золы или если они вообще отсутствуют, то выполняется пневмогидравлическая система золоудаления: для уменьшения расхода воды зола собирается из бункеров золоуловителей пневматической системой, например аэрожелобами, а затем смешивается с водой и подается на золоотвал гидравлическим способом.

На рис. 7.5 показан пример схемы пневмогидравлического золошлакоудаления, запроектированной для ГРЭС на экибастузском угле. Зола из-под бункеров каждой секции электрофильтров загружается через пневмослоевые затворы в секционные аэрожелоба, по которым она подается в сборный аэрожелоб. По нему зола идет к смывному аппарату – эжектору и сбрасывается через него в пульпопровод. Воздух на аэрожелоба подается от вентиляторов, а на пневмослоевые затворы – от воздухоподогревателей.

Золовая пульпа от мокрых золоуловителей (ступень предочистки перед электрофильтрами) поступает к золовым эрлифтам, а шлаковая пульпа от котла – к шлаковым эрлифтам. Эрлифты поднимают пульпу на требуемую высоту, и она самотеком отправляется по пульпопроводу на золоотвал. Воздух на эрлифты подают нагнетателями. В схеме предусмотрено резервное гидрозолоудаление из-под электрофильтров в облицованные базальтом золопроводы. Для промывки золопроводов горячей водой установлены насосы и подогреватель промывочной воды.

7.3. Оборудование пневмо- и пневмогидротранспортных установок

Аэрожелоба. Аэрожелоб (рис. 7.6) представляет собой наклонный на 4–6° короб, разделенный на две части продольной воздухопроницаемой микропористой (тканевой) перегородкой. Короб может иметь прямоугольную (исполнение I) или овальную (исполнение II) форму. В верхнюю часть аэрожелоба (транспортный лоток) поступает по течке из бункера зола, а в нижнюю (воздухопровод) подается под избыточным давлением осушенный и очищенный от пыли воздух. Проходя через пористую перегородку, воздух псевдоожижает слой золы, и она движется в сторону наклона желоба.

Скорости движения аэросмеси на разгрузочном конце достигают 10 м/с, удельный расход воздуха на 1 м² площади 1,4–1,6 м³/мин, удельный расход энергии – в пределах 0,05–0,075 кВт · ч/т на 100 м (при углах наклона до 6° и скоростях движения в среднем до 2 м/с).

Производительность аэрожелоба G , кг/с, при его ширине B , высоте псевдоожиженного слоя H , порозности слоя ϵ , скорости перемещения твердого материала (золы) u и его плотности ρ определяют по формуле

$$G = BH(1 - \epsilon)\rho u. \quad (7.1)$$

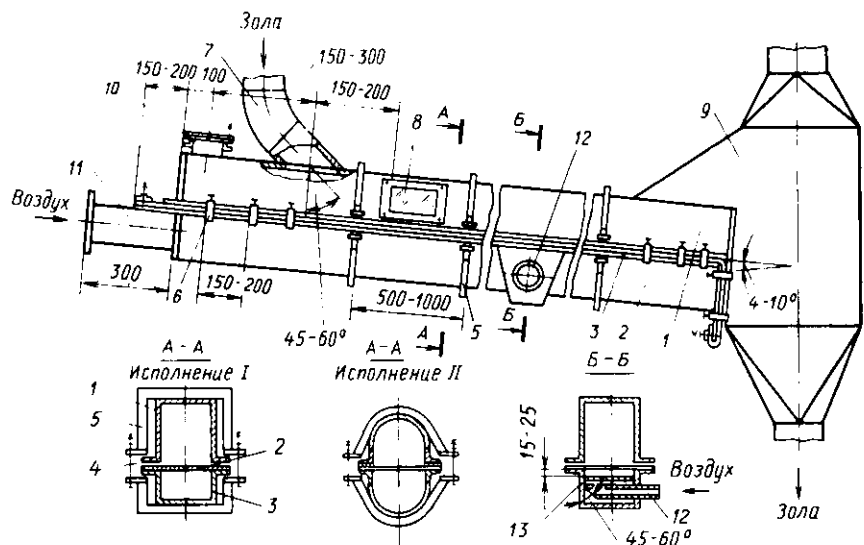


Рис. 7.6. Аэрожелоб:

1 — транспортная камера; 2 — воздухоподводящая камера; 3 — воздухораспределительная перегородка; 4 — уплотнение; 5 — зажим; 6 — трубушина; 7 — золовая течка; 8 — смотровое окно; 9 — воздухораспределительная камера; 10 — продувочный лючок; 11 — патрубок; 12 — боковой патрубок; 13 — воздухоотбойный лист

Скорость движения смеси u находят по уравнению Шези

$$u = C\sqrt{Ri}, \quad (7.2)$$

где C — эмпирический коэффициент, определяемый из опытов, для ориентировочных расчетов может приниматься равным 20–25; i — уклон желоба; R — гидравлический радиус.

Ширина аэрожелобов составляет 0,1–0,40 м, отношения ширины аэрожелоба и высоты его транспортного лотка к высоте воздухопровода принимаются соответственно равными 2–4,5 и 2–3,5 (большие значения относятся к более широким аэрожелобам). Достоинства аэрожелобов: простота конструкции, малое энергопотребление, значительная производительность, небольшие габаритные размеры, возможность загрузки в любом месте по длине аэрожелоба; недостатки: повышенная чувствительность к чистоте подаваемого в аэрожелоб воздуха и к ухудшению сыпучести золы, истирание микропористой перегородки.

Для отключения элементов системы пневмозолоудаления на период ремонта или ревизии на золовой течке под бункером (промежуточным бункером, переключателем) устанавливают шибер (рис. 7.7, а).

Для разгрузки золы из бункеров золоуловителей на золовых течках устанавливают мигалки (рис. 7.7, б) или пневмослоевые затворы конструкции ВТИ (рис. 7.7, в), которые обеспечивают равномерную подачу золы в устройства для ее удаления и предотвращают присосы воздуха в золоуловители.

Под воздухоотделительной камерой аэрожелобов и промбункером устанавливается переключатель, предназначенный для переключения золы из них или в систему отгрузки золы потребителю, или в систему ГЗУ. В качестве переключателя может использоваться пневмослойовой переключатель конструкции ВТИ (рис. 7.7, *г*) или переключатель механического действия с электроприводом (рис. 7.7, *д*).

В вакуумных системах подача золы из бункеров в транспортный трубопровод дозируется специальными загрузочными устройствами таким

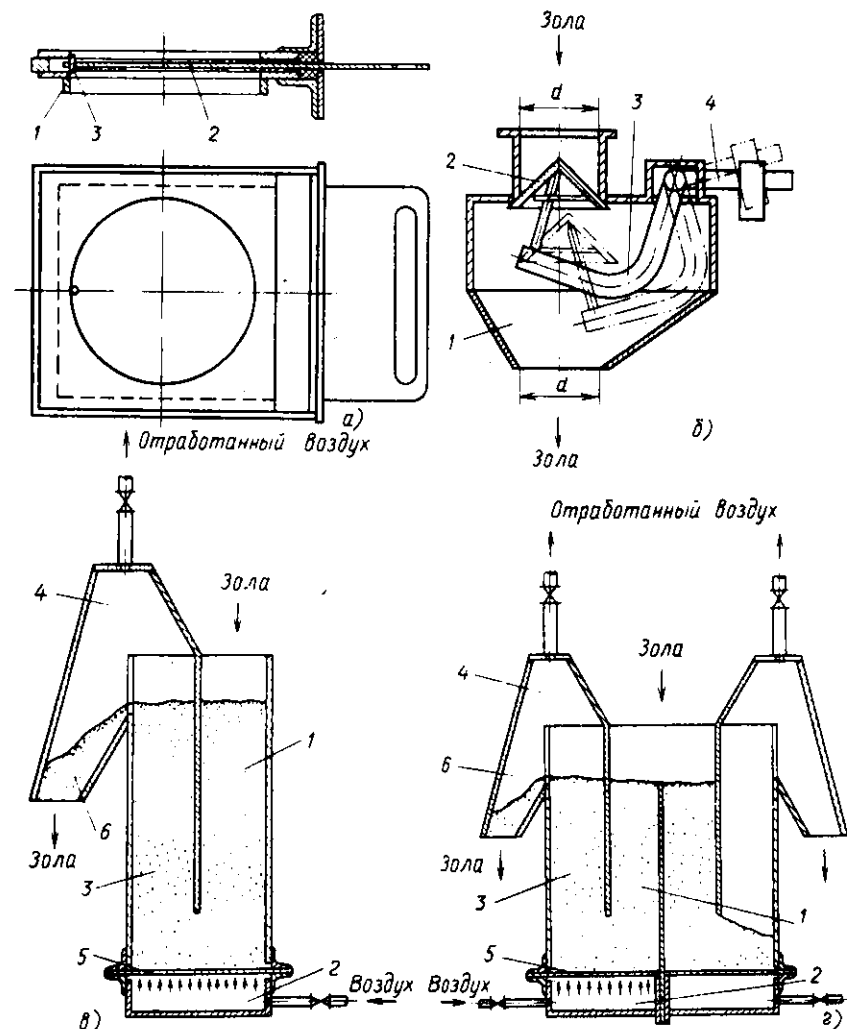
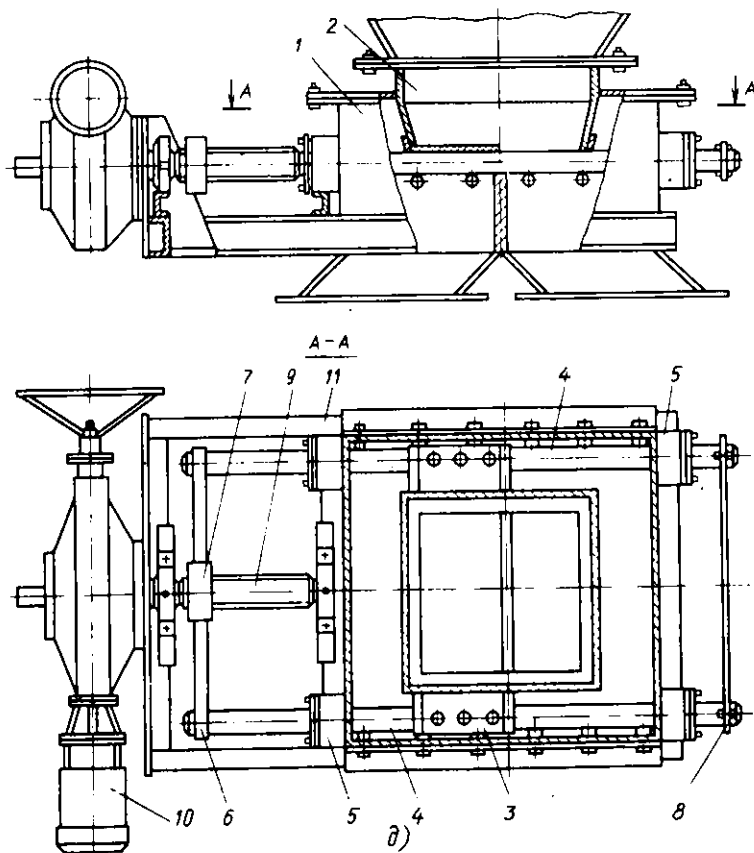


Рис. 7.7. Вспомогательные элементы систем пневмозолоудаления:

а — шибер: 1 — корпус; 2 — заслонка; 3 — упор; 4 — рычаг; *б* — мигалка: 1 — корпус; 2 — конусный клапан; 3 — рычаг с иглой; 4 — рычаг с противовесом; *в* — пневмослойовой затвор, *г* — пневмослойовой переключатель: 1 — опускная камера; 2 — воздухоподводящая камера; 3 — подъемная камера; 4 — воздухоотделительная каме-

образом, чтобы в трубопроводах не образовывались завалы. На рис. 7.8 показана схема загрузочного устройства всасывающего типа. Оно состоит из загрузочной воронки, корпуса со щелевым отверстием, патрубка, имеющего с одного конца окно для ввода золы в трубопровод, а с другого — раструб с решеткой. Зола из воронки подается в трубопровод через щелевое отверстие, размер которого регулируется поворотом патрубка вокруг оси. В трубопроводе зола перемешивается с поступающим через раструб воздухом, образуя золовоздушную смесь, которая транспортируется в осадитель.

В напорных системах высокого давления для подачи золы в транспортный трубопровод применяются *камерные и винтовые питатели* (насосы). На рис. 7.9 изображена схема двухкамерного насоса. Каждая камера насоса представляет собой цилиндрический резервуар с верхним сфериче-



ра; 5 — воздухораспределительная перегородка; 6 — разгрузочная течка; д — механический переключатель: 1 — корпус; 2 — воронка; 3 — заслонка, 4 — шток; 5 — направляющая втулка; 6 — траверса; 7 — гайка; 8 — ограничитель; 9 — винт; 10 — электропривод; 11 — рама

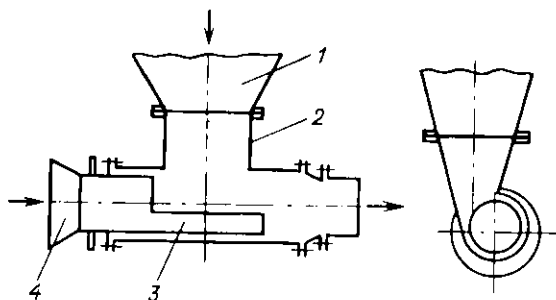


Рис. 7.8. Загрузочное устройство всасывающего типа:

1 — загрузочная воронка; 2 — корпус со щелевым отверстием; 3 — патрубок; 4 — входной патрубок

ским и нижним коническим днищами. Внутри камеры введен транспортный трубопровод с раструбом на входе. Зола из бункера вводится в камеру через загрузочный клапан на верхнем днище. По заполнении камеры золой до установленного уровня загрузочный клапан закрывается и камера герметизируется. После этого в нее подается сжатый воздух: в нижнюю часть камеры — через специальное воздухораспределительное устройство для интенсивного аэрирования золы, а в верхнюю часть — для создания необходимого давления в резервуаре. Воздух на аэрирование золы подается также и через кольцевую форсунку в нижней части раструба транспортного трубопровода. Эта форсунка служит одновременно для ввода необходимого количества транспортирующего воздуха.

Взрыхленная сжатым воздухом аэрированная масса золы входит через раструб под действием разности давлений в транспортный трубопровод и движется по нему до места назначения.

Резервуары двухкамерного насоса загружаются и разгружаются поочередно, что обеспечивает непрерывное транспортирование золы.

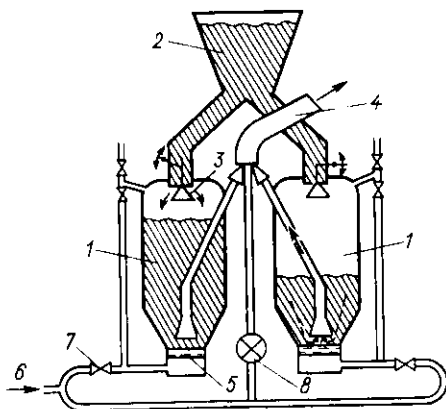
Камерные насосы эксплуатационно надежны, устойчиво обеспечивают приведенную дальность транспортировки золы до 1000 м; переключение камер автоматизировано. Основной их недостаток — большие габариты. Технические характеристики пневматических камерных насосов приведены в табл. 7.1.

Пневмовинтовой насос (рис. 7.10) компактнее двухкамерного пневмонасоса. Он состоит из следующих основных элементов: приемной камеры, напорного быстроходного шнека с приводом от электродвигателя, броневой гильзы, смесительной камеры с обратным клапаном и коллектора для подвода сжатого воздуха.

Поступающая в загрузочную камеру зола шнеком подается в броневую гильзу, откуда напорными витками выдается в смесительную камеру. Частота вращения шнека обычно находится в пределах 750–1000 об/мин. Шаг его винта уменьшается в направлении выхода золы, что создает перед смесительной камерой пылевую пробку, которая наряду с обратным клапаном не позволяет воздуху прорываться через шнек в бункер. В смесительной камере зола смешивается с выходящим через форсунки воздухом и по транспортному трубопроводу подается к месту

Рис. 7.9. Схема двухкамерного пневмонасоса:

1 — камера; 2 — воронка; 3 — клапан; 4 — разгрузочная труба; 5 — аэрирующая плита; 6 — сжатый воздух; 7 — клапан редуцирования; 8 — кран



разгрузки. Для надежной работы пневмовинтового насоса винт и кожух необходимо выполнять из абразивостойкой стали. Технические характеристики шнековых питателей приведены в табл. 7.2.

Транспортные трубопроводы. В системах пневмозолоудаления транспортные трубопроводы в основном выполняются из стальных цельнотянутых (бесшовных) толстостенных труб обычных марок стали. Пневмозолопроводы и их фасонные части (отводы, переключатели и т.п.) подвержены абразивному износу.

Особенно сильно изнашиваются колена (отводы) и места соединений труб в стыках, а также места с фасонными элементами трубопроводов.

Таблица 7.1. Технические характеристики пневматических камерных насосов

Показатель	Тип насоса				
	Однокамерный с верхней выдачей		Двухкамерный с верхней выдачей		
Подача (по цементу), т/ч	30	60	40	50	80
Нормальная дальность транспортирования, м:					
по горизонтали	До 200	До 200	До 200	До 1000	До 200
по вертикали	До 35	До 35	До 35	До 30	До 35
Внутренний диаметр транспортного трубопровода, мм	100	165	150	200	180
Наружный диаметр камеры, мм	1216	1620	1420	1820	1620
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	—	До 40	25–30	60	25–30
Рабочее давление сжатого воздуха (избыточное), МПа	0,4–0,6	0,6	0,4–0,6	0,5–0,6	0,4–0,6
Габаритные размеры, мм:					
длина	1800	2100	4480	4160	4485
ширина	1800	—	2320	4160	2560
высота	2500	3440	3370	4330	3700
Масса, кг	1087	2735	4125	5500	5075

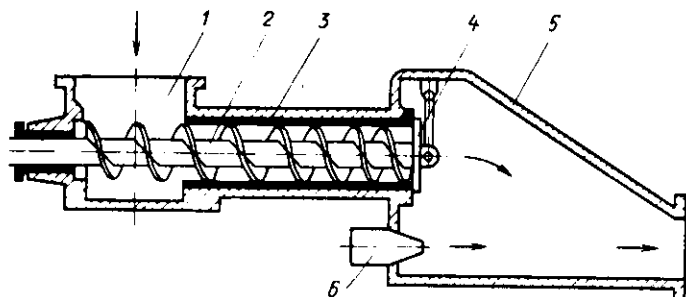


Рис. 7.10. Пневмовинтовой насос:

1 - приемная камера; 2 - напорный шнек; 3 - броневая гильза; 4 - обратный клапан; 5 - смесительная камера; 6 - подвод сжатого воздуха

Существуют различные конструкции износостойких колен (отводов) трубопроводов: колена с утолщенной или сменной внешней стенкой; колена с коробчатым корпусом, который при транспорте золы забивается ею так, что остается лишь канал для движения аэросмеси и таким образом трение золы о стенку заменяется трением о золу. Недостаток подобных колен состоит в повышенном гидродинамическом сопротивлении. Широко применяются отводы с камнелитыми втулками.

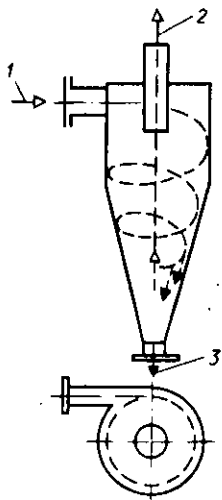
Осадители. Циклоны. Эти аппараты служат для отделения золы от воздуха за счет силы тяжести и сил инерции, возникающих при движении запыленного потока по криволинейной траектории. Запыленный воздух вводится через патрубок в циклон тангенциально (рис. 7.11) и приобретает вращательное движение, прижимаясь под действием центробежной

Таблица 7.2. Технические характеристики шнековых питателей

Показатель	Для пневмотранспорта				Для пневмоподъема		
	K-287C	C-991	K-97CA	A-137CA	T-20 (TA-21)	C-1041	C-1008
Подача, т/ч	10	36	60	125	20/36	60	100
Номинальная дальность подачи, м:							
по горизонтали	200	200	200	200	—	—	—
по вертикали	30	30	35	30	35	35	35
Давление воздуха в трубе, Н/см ²	40	26	40	40	12	12	12
Расход воздуха, м ³ /мин	4,1	18	34	43	3,5/5,6	8	12
Диаметр трубопровода, мм	100	140	185	250	100/130	130	150
Мощность электродвигателя, кВт	14	30	55	100	13/17	22	40
Габаритные размеры, м	2,38 × × 5,2 × × 0,65	2,4 × × 0,64 × × 0,87	2,7 × × 0,7 × × 1,0	3,3 × × 0,78 × × 1,1	2 × × 0,71 × × 0,82	2,1 × × 0,71 × × 0,93	2,6 × × 0,75 × × 1,2
Масса, т	0,9	0,9	1,8	2,46	0,510	0,67	1,35

Рис. 7.11. Циклон:

1 — вход запыленного воздуха; 2 — выход очищенного воздуха; 3 — выход золы



силы к стенке циклона. Возникающие силы трения гасят скорость частиц золы, и они опускаются вниз, выходя в бункер через отверстие в нижней части корпуса. Очищенный воздух отводится из циклона через центральный патрубок.

Важно не допустить выбивания или подсоса воздуха через пылевыводящее отверстие и герметично закрывать бункер — золосборник.

Для более глубокой очистки воздуха, выходящего из осадителя, могут устанавливаться дополнительные золоуловители (сухие инерционные, мокрые, рукавные).

Для накопления и периодической отгрузки сухой золы потребителям на электростанциях предусматривается закрытый склад, который состоит из круглых бункеров — силосов. Силосом называют бункер, у которого верхняя часть цилиндрическая, а нижняя коническая. Силос выполняется из железобетона и оборудуется необходимыми механизмами. Силосные склады обеспечивают беспылевую погрузку золы в автомобильные и железнодорожные цистерны. Транспортные средства под погрузку могут подаваться как под силос, так и рядом с ним (с одним или двух сторон). Для нормальной эксплуатации склада необходим осушенный и обезмасленный сжатый воздух давлением до 0,6 МПа на азрацию днищ силосов, на боковые и донные пневморазгрузатели.

Вместимость склада сухой золы не должна превышать двухсуточного запаса. Число силосов принимают четным (не менее двух) и выбирают их из следующего ряда типоразмеров:

Диаметр, м	Высота, м	Емкость, м ³
6	10,8	250
6	15,6	370
6	20,4	500
12	18,0	1700
12	30,0	3000

К основным элементам пневмотранспортной установки относятся *воздуходувные машины*, которые по принципу действия подразделяются на объемные, лопаточные и струйные. В объемных машинах энергия сообщается воздуху посредством сжатия его рабочим органом, в лопаточных — путем перемещения воздуха колесом с рабочими лопатками, а в струйных аппаратах — результате смешивания струй.

Лопаточные воздуходувные машины по создаваемому ими давлению p подразделяются на вентиляторы ($p < 14700$ Па), воздуховулки ($0,0147 < p < 0,3$ МПа) и компрессоры ($p > 0,3$ МПа). Последние работают с искусственным охлаждением. Машины для создания глубокого

разрежения называют вакуум-насосами. Вакуум-насосы и струйные аппараты применяются только для вакуумных систем пневмозолоудаления, а остальные воздуходувные машины могут использоваться как для вакуумных, так и для напорных пневмотранспортных систем.

Область наиболее рационального использования отдельных видов силового оборудования: высоконапорные вентиляторы при давлениях до 0,015 МПа и различных расходах воздуха; воздуходувки при давлениях 0,05–0,2 МПа и расходах 10–300 м³/мин; одноступенчатые, поршневые и ротационные компрессоры при давлениях 0,3–0,4 МПа и расходах до 50 м³/мин; поршневые и центробежные многоступенчатые турбокомпрессоры для центральных компрессорных станций при давлениях более 0,4 МПа и расходах более 500 м³/мин.

Для питания сжатым воздухом винтовых и камерных пневмонасосов используются поршневые компрессоры общего назначения и центробежные компрессоры. Поршневые компрессоры надежны в работе и характеризуются постоянством производительности независимо от давления. К недостаткам их по сравнению с другими воздуходувными машинами относятся большие габаритные размеры и масса, а также необходимость тщательной очистки воздуха.

7.4. Расчет систем пневмозолоудаления

Основные задачи расчета систем пневмозолоудаления состоят в выборе диаметров пневмозолопроводов и воздухопроводов, в определении расхода воздуха и потерь напора при пневмотранспорте золы, в определении затрачиваемой на транспорт мощности, выборе воздуходувных машин. При этом должны быть известны физико-механические свойства золы, требуемая производительность по золе пневмотранспортной установки, трасса пневмозолопроводов и воздухопроводов. Выбранные в результате расчета параметры и оборудование пневмотранспортной установки должны обеспечить ее надежную и эффективную работу.

В настоящее время состояние теоретических исследований в области двухфазных потоков не позволяет решить перечисленные выше задачи чисто теоретическим путем, поэтому при построении расчетных методик широко используются результаты лабораторных исследований и промышленных испытаний.

В существующих инженерных методах расчета пневмотранспорта суммируют потери давления в пневмозолопроводе, которые были бы при движении воздуха без золы, с потерями давления, обусловленными присутствием золы в потоке.

Кроме потерь на трение по тракту пневмотранспортной системы существуют еще потери в местных сопротивлениях (в отводах и пр.). Для удобства расчетов эти потери принято выражать как потери давления на трение в трубе эквивалентной длины. Таким образом, приведенная (расчетная) длина транспортирования определяется следующим образом:

$$L_{\text{пр}} = \Sigma l_{\Gamma} + \Sigma l_{\text{в}} + \Sigma l_{\text{эк}}, \quad (7.3)$$

где Σl_{Γ} — сумма геометрических длин горизонтальных участков;

$\Sigma l_{\text{в}}$ — сумма геометрических длин вертикальных участков; $\Sigma l_{\text{эк}}$ — сумма длин, эквивалентных местным сопротивлениям.

Эквивалентные длины наиболее часто встречающихся в системах пневмотранспорта местных сопротивлений приведены в табл. 7.3.

Потери давления на трение при движении воздуха в трубе, выраженные в дифференциальной форме,

$$dp = - \frac{\lambda}{D} \rho_{\text{в}} \frac{u^2}{2} dl, \quad (7.4)$$

где λ — коэффициент сопротивления трения; $\rho_{\text{в}}$ — плотность воздуха; u — скорость воздуха; dl — длина элементарного участка трубопровода; D — внутренний диаметр трубы.

Из условия неразрывности потока следует

$$u = 4G_{\text{в}}/\pi D^2 \rho_{\text{в}}, \quad (7.5)$$

где $G_{\text{в}}$ — массовый расход воздуха.

Умножив обе части уравнения (7.4) на p и подставив в него u в форме (7.5), получим

$$p dp = - \frac{8\lambda}{\pi^2} \frac{G_{\text{в}}^2}{D^5} \frac{p}{\rho_{\text{в}}} dl. \quad (7.6)$$

Используя уравнение состояния

$$p/\rho_{\text{в}} = RT, \quad (7.7)$$

можем записать

$$p dp = - \frac{8\lambda}{\pi^2} \frac{G_{\text{в}}^2}{D^5} RT dl. \quad (7.8)$$

Проинтегрируем выражение (7.6) в пределах $p_{\text{н}}$ и $p_{\text{к}}$, 0 и $L_{\text{пр}}$, где $p_{\text{н}}$ и $p_{\text{к}}$ — давление воздуха в начале и конце трубопровода длиной $L_{\text{пр}}$:

$$\int_{p_{\text{н}}}^{p_{\text{к}}} p dp = - \frac{8\lambda}{\pi^2} \frac{G_{\text{в}}^2}{D^5} RT \int_0^{L_{\text{пр}}} dl; \quad (7.9)$$

$$p_{\text{н}}^2 - p_{\text{к}}^2 = \frac{8\lambda}{\pi^2} \frac{G_{\text{в}}^2}{D^5} RTL_{\text{пр}}. \quad (7.10)$$

Для воздуха газовая постоянная равна $R = 287$ Дж/(кг · К).

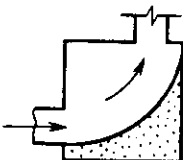
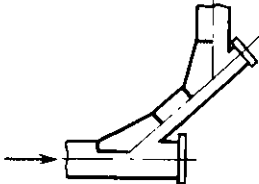
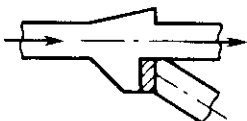
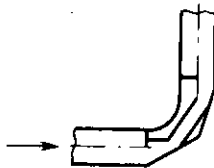
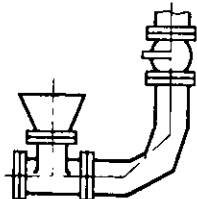
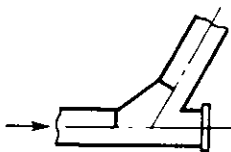
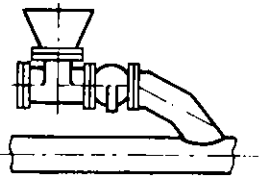
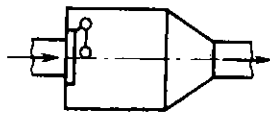
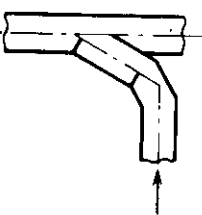
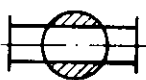
Таким образом, давление в начале транспортного трубопровода напорной системы

$$p_{\text{н}} = \sqrt{p_{\text{к}}^2 + 0,233 \cdot 10^{-3} \lambda G_{\text{в}}^2 D^{-5} TL_{\text{пр}}}. \quad (7.11)$$

Для вакуумных систем давление в конце тракта

$$p_{\text{к}} = \sqrt{p_{\text{н}}^2 - 0,233 \cdot 10^{-3} \lambda G_{\text{в}}^2 D^{-5} TL_{\text{пр}}}. \quad (7.12)$$

Таблица 7.3. Приведенные длины $L_{пр}$, м, местных сопротивлений пневмотранспортных систем

Наименование, приведенная длина $L_{пр}$, м	Схема	Наименование, приведенная длина $L_{пр}$, м	Схема
Колено – коробка, 40		Тройник с коленом 30° 12–15	
Колено 90°, 20		Переключатель, 8	
Колено 90°, 12		Насадка, 30–40	
Колено 60°, 8–10		Насадка, 15–20	
Колено 30°, 2–5		Обратный затвор, 8–10	
Тройник с с коленом 60°, 16–20		Пробковый кран, 0	

Как в вакуумных, так и в напорных пневмотранспортных системах давление уменьшается от начального участка трубопровода (по направлению движения) к конечному. Удельный объем воздуха при этом увеличивается, соответственно возрастает скорость. Поэтому во всех пневмотранспортных системах минимально допустимая скорость воздуха будет на начальном участке трубопровода.

Устойчивый пневмотранспорт золы возможен лишь при обеспечении достаточной скорости воздуха. Выбранная скорость практически должна не намного превышать критическую во избежание излишнего и непроизводительного расхода энергии. Однако она не должна быть ниже известного предела, так как при небольшом изменении режима транспортирования и критической скорости в трубопроводе легко образуются завалы золы — так называемые пробки. Расчетная скорость пневмотранспорта золы принимается из соображений надежности эксплуатации системы несколько выше $u_{кр}$, на основании практики эксплуатации можно принять

$$u = 1,15u_{кр} . \quad (7.13)$$

Существует достаточно много различных эмпирических формул для определения критической скорости. Одна из них записывается следующим образом:

$$u_{кр} = k \sqrt{\frac{(\rho - \rho_B)}{\rho_B} g D \frac{G_3}{G_B}} , \quad (7.14)$$

где $u_{кр}$ — критическая скорость, м/с, т.е. минимальная скорость, при которой еще отсутствует выпадение частиц золы из потока на дно трубопровода; k — опытная константа, для легко аэрируемой золы рекомендуется принимать $k = 0,1$; ρ, ρ_B — плотность золы и воздуха соответственно, кг/м³; g — ускорение свободного падения, м/с²; D — внутренний диаметр трубопровода, м; G_3, G_B — массовые расходы золы и воздуха, кг/с.

В начале расчета значения D и G_B могут быть неизвестны, поэтому для ориентировочного задания минимально допустимой скорости u всасывающего устройства в вакуумной системе и u выпускного в нагнетательной можно использовать выражение

$$u_{кр} = a\sqrt{\rho} + \beta L_{пр}^2 , \quad (7.15)$$

где a — коэффициент, учитывающий крупность частиц золы и возрастающий с увеличением их размера (при $d_{макс} = 1 \div 1000$ мк $a = 10 \div 16$; при $d_{макс} = 1 \div 10$ мм $a = 17 \div 20$); β — коэффициент, равный $(2 \div 5) \times 10^{-5}$ (меньшие значения принимаются для сухой золы); $L_{пр}$ — приведенная длина транспортирования, при малой длине ($L_{пр} \leq 100$ м) вторым слагаемым в формуле (7.15) пренебрегают.

При выборе массовой концентрации смеси, т.е. загрузки потока воздуха золой m , кг/кг,

$$m = G_3/G_B \quad (7.16)$$

руководствуются следующими соображениями. Так как переносная спо-

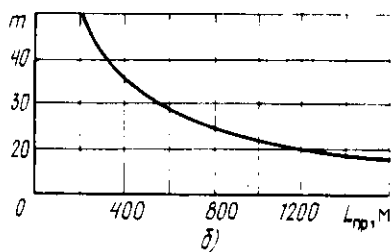
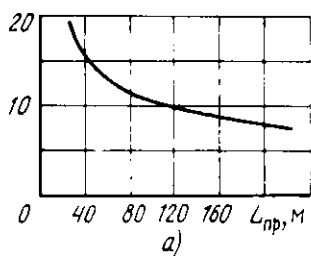


Рис. 7.12. Графики зависимости $m = f(L_{\text{пр}})$:
а – для вакуумных систем; б – для напорных систем

способность потока воздуха примерно пропорциональна его плотности и квадрату скорости, то чем выше давление в пневмотранспортной системе, тем большее значение m может быть принято. Кроме того, эта величина связана с геометрическими характеристиками пневмозолопровода (его диаметром D и приведенной длиной $L_{\text{пр}}$). Графики зависимости m от $L_{\text{пр}}$ для вакуумных и напорных систем приведены на рис. 7.12.

Потребный массовый расход воздуха

$$G_{\text{в}} = G_3 / m. \quad (7.17)$$

В вакуумных системах расчетное давление воздуха на входе принимается равным $p_{\text{н}} = 0,105$ МПа, а в напорных системах такое же давление $p_{\text{к}}$ принимается на выходе. Температура воздуха на входе пневмовакuumных систем принимается равной 20°C . Температура золовоздушной смеси на выходе напорных систем рассчитывается по формуле

$$t_{\text{см}} = (c_{\text{в}} t_{\text{в}} + m c_3 t_3) / (c_{\text{в}} + m c_3), \quad (7.18)$$

где $c_{\text{в}} = 1,006$ кДж/(кг $\cdot$ $^\circ\text{C}$) – удельная теплоемкость воздуха; $c_3 = 0,754$ кДж/(кг $\cdot$ $^\circ\text{C}$) – удельная теплоемкость золы; $t_{\text{в}}$, t_3 – температура воздуха и золы, подаваемых в пневмозолопровод, $^\circ\text{C}$.

По известным давлению и температуре из уравнения состояния находится плотность воздуха:

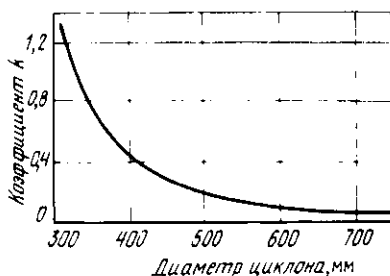
$$\rho_{\text{в}} = P / R (273 + t_{\text{в}}). \quad (7.19)$$

Внутренний диаметр трубопровода

$$D = \sqrt{\frac{4 G_{\text{в}}}{\pi u \rho_{\text{в}}}}. \quad (7.20)$$

После определения расчетного диаметра по имеющимся нормам подбирают трубы ближайшего диаметра. Толщины стенки трубы выбирают в зависимости от абразивности транспортируемой золы: чем она абразивнее, тем толще должны быть стенки трубы. Для определения потребного давления воздуха в трубопроводе при движении по нему золовоздушной смеси пользуются уравнением (7.11) для напорных систем и уравнением (7.12) для вакуумных систем, подставляя в них коэффициент сопротив-

Рис. 7.13. График зависимости коэффициента k от диаметра циклона



ления движению смеси

$$\lambda_{см} = \psi \lambda, \quad (7.21)$$

где ψ — опытный коэффициент; λ — коэффициент сопротивления при движении чистого воздуха:

$$\lambda = \left(\frac{0,55}{\lg Re/8} \right)^2 \quad (7.22)$$

при $Re = uD/\nu = 5 \cdot 10^5 - 10^7$.

Дополнительные потери давления при подъеме золовоздушной смеси $\Delta p_{под}$ на высоту Δz в наклонных к горизонту и в вертикальных участках пневмозолопровода вычисляются по формуле

$$\Delta P_{под} = \pm \Delta z m \rho_B g, \quad (7.23)$$

где Δz — разность геодезических отметок оси трубопровода в месте забора золы и высшей точки системы.

В напорных системах знак плюс относится к движению золовоздушной смеси вверх, знак минус — к движению вниз.

Потери давления, эквивалентные сопротивлению осадителей-разгрузателей, определяются по формуле

$$\Delta P_{осад} = 3600 k G_B^2 / \rho_B, \quad (7.24)$$

где k — коэффициент, учитывающий конструкцию осадителей-разгрузателей.

Для циклонов коэффициент k принимается по графику рис. 7.13. Для осадительных камер $k = 0,35 \div 0,40$.

Потери давления в самовсасывающих матерчатых фильтрах

$$\Delta p_{ф} = B (3600 q_B)^n \rho_B g, \quad (7.25)$$

где B — коэффициент, равный 0,13–0,15; q_B — объемный расход воздуха, m^3/c , на $1 m^2$ ткани рукавов; n — показатель, принимаемый равным 1,2–1,3.

Мощность N , расходуемая на преодоление всех сопротивлений в системе, выраженных суммарными потерями давления $\Sigma \Delta p$, и на подачу золы в пневмозолопровод $N_{пит}$, вычисляется по формуле

$$N = \Sigma \Delta p G_B / \rho_B + N_{пит}. \quad (7.26)$$

7.5. Использование золошлаковых материалов в народном хозяйстве

Утилизация золошлаковых материалов представляется важной народнохозяйственной задачей как в плане более полного использования промышленных отходов, так и с точки зрения охраны окружающей среды.

Основные направления использования золошлаковых материалов: при производстве цемента, легких золовых наполнителей, стеновых материалов, бетонов, железобетонных конструкций, в дорожном и аэродромном строительстве, в сельском хозяйстве и т.д. Использование золошлаков в народном хозяйстве по данным АТЭП дает экономический эффект в среднем около 2,5 руб. на 1 т золошлаков. Срок окупаемости капитальных затрат — около 3—3,5 года.

Зола ТЭС в зависимости от ее свойств может использоваться в качестве добавки для замены части цемента в тяжелых и легких бетонах. Пределы возможного замещения цемента в бетоне золой зависят от гидравлической активности золы, марки цемента, состава и назначения бетона. Допустимая доля золы, вводимой в бетон для замещения части цемента, ограничена 25—30% массы смешанного вяжущего (цемент плюс зола). Использование золы ТЭС взамен части цемента и песка практикуется за рубежом при возведении массивных гидротехнических сооружений.

Весьма перспективно использование золошлаковых материалов в производстве ячеистых бетонов. В этих бетонах зола в зависимости от химического состава используется вместо цемента, извести или тонкомолотого песка. Зола используется при производстве кирпича, керамических стеновых панелей.

Одно из основных направлений использования золошлаковых материалов — применение их в дорожном и аэродромном строительстве. Весьма эффективно при этом использование золы ТЭС в сочетании с цементом или известью для укрепления несцементированных обломочных, песчаных и сыпучих грунтов. Наиболее пригодны для этого золы сухого улавливания и удаления. Высококальциевые золы могут с успехом использоваться для укрепления гравийных материалов, в качестве материала оснований дорог невысоких категорий. Золы, содержащие в своем составе значительное количество окиси кальция, могут использоваться для щелочения кислых почв и в качестве удобрения, так как обычно содержат также соединения калия и микроэлементы. Таковы золы сланцев, канско-ачинских углей, торфа. При известковании кислых почв сланцевой золой заметно повышается урожайность зерновых культур. Сланцевая зола используется для известкования почв в хозяйствах Латвийской, Литовской и Белорусской ССР.