

**В. УОКЕР, В. ЛЬЮИС,
В. МАК-АДАМС**

ТИПОВАЯ ХИМИЧЕСКАЯ АППАРАТУРА

ВЫПУСК III

48-69



**ОНТИ — ХИМТЕОРЕТ
ЛЕНИНГРАД—1935**

1/2000 - 1000
Книг 2-3 по 1000

В. УОКЕР, В. ЛЬЮИС,
В. МАК АДАМС

ТИПОВАЯ ХИМИЧЕСКАЯ АППАРАТУРА

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ
АППАРАТУРНЫХ ФОРМ, МЕТОДЫ РАСЧЕТА
ХИМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ И МАШИН

Выпуск III

ДРОБЛЕНИЕ И МЕХАНИЧЕСКОЕ
РАЗДЕЛЕНИЕ. ФИЛЬТРАЦИЯ И
КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ. ТРАНСПОР-
ТИРОВАНИЕ И ВЗВЕШИВАНИЕ

Перевод под редакцией
проф. К. Ф. Павлова.
Дополнения Н. Д. Ве-
селовского



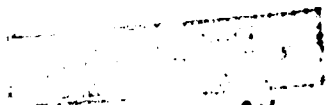
ОНИ — ХИМТЕОРЕТ
ЛЕНИНГРАД — 1935

X 17, 5, 2

PRINCIPLES OF CHEMICAL
ENGINEERING

By W. H. Walker, W. K. Lewis,
W. H. McAdams

Professors of Chemical Engineering at the
Massachusetts Institute of Technology
Second Edition. Fifth Impression. McGraw-Hill
Book Company, Inc. New York London 1927



1143 $\frac{24}{63}$

H
2575

~.3

ГЛАВА XVII

ДРОБЛЕНИЕ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ЦЕЛИ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Когда *твердое* тело претерпевает под влиянием внешних факторов химическое изменение, то действие, вызывающее такое изменение, бывает направлено на поверхность тела, и скорость реакции является функцией поверхности, подвергающейся воздействию. Поэтому для завершения реакции в кратчайшее время должна быть сделана возможно большой. Это достигается дроблением твердого тела на маленькие куски, с последующим измельчением их в порошок. Соотношение между подвергающейся воздействию поверхностью (определяемой размером частиц вещества) и скоростью реакции играет важную роль во многих промышленных процессах. Примером могут служить растворение твердых тел в жидкостях, взаимодействие между двумя твердыми телами, как, например, в производстве цементного клинкера, в реакции между твердыми телами и газами— при горении пылевидного угля, наконец, химические реакции, которые приводят к схватыванию портландского цемента. Физические свойства тел также могут находиться в глубокой зависимости от состояния их измельчения, как это мы видим на кроющей способности красок.

Если же твердое тело неоднородно, то путем дробления мы можем выполнить и вторую задачу, а именно, — отделение или очистку одного минерала или составной части его от другой, тесно связанной с ней. В некоторых случаях для удовлетворительного разделения бывает достаточно произвести сравнительно грубое дробление, как, например, при отделении угля от сланцев. С другой стороны, многие минеральные руды требуют очень тонкого измельчения для полного отделения одного компонента от другого. Концентрация ценной составной части сырого материала путем дробления и последующего отделения от пустой породы или не имеющей ценности примеси называется обычно обогащением руды и составляет очень важную ступень во многих промышленных химических процессах.

В некоторых случаях главной целью процесса измельчения является смешение, как, например, при истирании некоторых пигментов в масле.

ПОЛНАЯ ПОВЕРХНОСТЬ

Зависимость между поверхностью частицы и ее линейными размерами может быть выведена из рассмотрения единицы объема некоторого вещества, заполненного индивидуальными частицами одинаковой величины, имеющими линейные размеры (диаметр, сторону и т. д.), равные L . Поверхность каждой частицы будет KL^2 , а ее объем — kL^3 , где постоянные K и k зависят от формы частиц. Полное число частиц на единицу объема будет $\frac{1}{kL^3}$.

Так как поверхность каждой частицы равна KL^2 , то полная поверхность A будет:

$$A = \frac{KV}{kL},$$

где V — полный объем взятого вещества. Если вес единицы объема его будет G , то объем V может быть выражен через полный вес W , разделенный на G , и тогда полная поверхность будет:

$$A = \frac{KW}{kLG}.$$

Если частицы имеют вид куба, то K получает значение 6, а k равно 1; если частица сферическая, то $K = \pi$, а $k = \frac{\pi}{6}$. Отсюда для кубических и сферических частиц $K/k = 6$. Этим значением обычно пользуются для всех форм частиц.

Однако, для сравнения между собой подвергающихся воздействию поверхностей *одинакового веса* какого-либо взятого вещества, находящегося в двух стадиях измельчения, нет необходимости знать значение этих постоянных. Размер L может быть определен путем пропускания взятого материала через ряд сит с определенными отверстиями, принимая, что средние размеры частиц, остающихся на каком-либо сите, составляют среднее значение между действительными размерами предыдущего сита, через которое частицы материала только-что прошли, и данного сита, через которое эти частицы не могли пройти. В то время как абсолютные значения поверхностей зависят, конечно, от значения известных постоянных, присущих взятому материалу, относительные их значения от этих постоянных не зависят. Это верно в предположении, что в среднем форма частиц остается неизменной. Таким образом, до измельчения поверхность A_1 частиц размера L_1 будет $\frac{K}{kL_1}$, а после измельчения до размеров L_2 :

$$A_2 = \frac{K}{kL_2}.$$

Отсюда:

$$\frac{A_2}{A_1} = \frac{L_1}{L_2}$$

при равных весах взятого вещества.

Очевидно, что масса вещества может быть измельчена двумя способами:

1. Применением силы большей, чем сопротивление на раздавливание или раскалывание тела, так что последнее раздробится и расколется на куски.

2. Применением усилий, при которых тело может быть разрезано или разорвано.

В обоих случаях конечным результатом будет увеличение поверхности вещества.

Первая по времени теория дробления, предложенная Риттингером, основана на гипотезе, что процесс измельчения сводится к разрезанию тела по ряду поверхностей, при чем израсходованная энергия прямо пропорциональна поверхностям, образующимся при этом процессе. Так как полная поверхность, отнесенная к единице веса, обратно пропорциональна размерам частицы, то работа E , затрачиваемая на измельчение определенного количества вещества, будет равняться:

$$E = C \left(\frac{1}{L_2} - \frac{1}{L_1} \right),$$

где L_1 — начальный, а L_2 — конечный линейный размер индивидуальной частицы; C зависит от характеристики данного материала и от типа и методов работы аппарата. Таким образом, если для дробления определенного веса данного материала от 50 мм до 25 мм требуется 10 л. с./час,

то работа E_2 , необходимая для дробления от 25 мм до 12,5 мм, может быть вычислена по следующей формуле:

$$\frac{E_2}{10} = \frac{C \left(\frac{1}{12,5} - \frac{1}{25} \right)}{C \left(\frac{1}{25} - \frac{1}{50} \right)} = 2,$$

откуда $E_2 = 20$ л. с./час. Если частицы малы (ниже 6 меш),¹ то энергия, действительно необходимая для дробления данного материала, обычно несколько меньше, чем получается при исчислении по этой формуле. Вероятно, предварительные надломы, происшедшие при предыдущих дроблениях, облегчают дальнейшее измельчение.

Закон Кика (Kick) говорит, что количество энергии, необходимое для измельчения определенного количества вещества, одно и то же для равных степеней измельчения индивидуальных частиц.² Так, если для дробления какого-либо весового количества материала (например, одной тонны) от величины в 1 см до 0,5 см потребуется 5 лш. сил, то для измельчения того же количества от величины 0,5 см до 0,25 см потребуется затратить то же количество энергии. В переводе на математический язык этот закон имеет вид формулы:

$$E = b \log \frac{L_1}{L_2},$$

где b есть определяемый опытным путем коэффициент.

Этот коэффициент зависит от типа употребляемой дробилки и от свойств взятого материала. Эта зависимость может быть выведена, если принять, что каждая частица дробится непосредственным нажатием, что сила дробления на единицу поверхности есть величина постоянная и что любая частица, каковы бы ни были ее размеры, при дроблении образует определенное число более мелких частиц, по форме подобных первоначальной. Этот закон неточен, особенно для крупного дробления.

Ни формула Риттингера, ни формула Кика не дают точного выражения для процесса дробления. Вообще, $dE = -CdL/L^n$. Если $n = 1$, то мы имеем выражение закона Кика; если $n = 2$, то при интегрировании получаем закон Риттингера; если n больше 1, то

$$E = \frac{C}{n-1} \left[\frac{1}{L_2^{n-1}} - \frac{1}{L_1^{n-1}} \right]$$

Еще неизвестное наиболее точное выражение, видимо, будет давать результаты, средние между законом Кика и Риттингера.

ВЫБОР МАШИН

При выборе дробильной машины и мельницы обыкновенно руководствуются тремя факторами:

- 1) физическими свойствами подлежащего измельчению материала,
- 2) размерами исходного материала и конечного продукта,
- 3) общим количеством подлежащего измельчению материала и другими местными условиями.

1. Физические свойства материала. Выбор машины для дробления и истирания зависит от:

- а) твердости подлежащего дроблению материала,

¹ Число меш — число отверстий, приходящееся на кв. дюйм.

² Степенью измельчения называется отношение поперечников наиболее крупных кусков до и после дробления в данной дробильной машине.

б) механической структуры материала, т. е. будет ли он хрупким, волокнистым, вязким, мягким или размягчающимся при нагревании и в) от влагосодержания.

а) *Твердость*. Хотя значение слов „твердый“ и „мягкий“ совершенно относительно, все же материалы, которые в целях подготовки к дальнейшему употреблению подлежат измельчению, могут быть грубо подразделены на эти два класса. Для этого можно воспользоваться шкалой твердости, принятой в минералогии, а именно:

- 1) Тальк, мыльный камень.
- 2) Каменная соль, гипс, чистый графит, рыхлый уголь и т. д.
- 3) Известковый шпат, жженая известь, мрамор, мягкие виды известняка, мел, гидравлическая известь, цемент (цементный клинкер из печей обычного типа), бариты и проч.
- 4) Флюорит, магнезит, мягкие фосфаты, известняки и т. д.
- 5) Апатиты, твердые фосфаты, твердые известняки, хромиты и проч.
- 6) Ортоклаз, полевой шпат, магнезиты, роговая обманка (амфиболы) и т. д.
- 7) Кварц, гранит, руды, песчаник и т. д.
- 8) Топазы и проч.
- 9) Сапфиры, корунд, наждак и пр.
- 10) Алмаз.

Материалы, отнесенные к первым четырем классам, считаются мягкими, а к остальным — твердыми. Для быстрого приближенного определения твердости материала его можно испытать перочинным ножом или попробовать царапать им обыкновенное стекло. Если взятый материал можно легко, как, напр., мел, строгать, то его можно считать „очень мягким“. Мрамор и многие гидравлические известняки легко режутся и могут считаться мягкими. Магнезиты и фосфаты можно без труда царапать, но ими нельзя оцарапать стекло, почему их следует классифицировать как средние между мягкими и твердыми материалами. На всем, что отнесено к высшим (после 4-го) классам, перочинный нож оставляет лишь весьма слабый след, эти материалы могут быть отнесены к группе очень твердых.

Твердость подлежащего измельчению материала определяет размеры и тип дробильной машины, обеспечивающей достаточное для дробления данного материала рабочее усилие, при чем в виду того, что вместе с твердостью возрастает и абразивное действие материала, необходимо проектировать машину так, чтобы в ней было как можно меньше изнашивающихся частей. Кроме того, машина для измельчения абразивных материалов не должна иметь много подшипников, и последние следует, в свою очередь, особыми мерами защитить от пыли. Помимо того, машины малой скорости для измельчения абразивных материалов требуют значительно меньшего ремонта, чем машины большой скорости. Вообще, тихоходные машины следует применять, если содержание кварца в руде превышает 4—5%.

б) *Механическая структура*. Если материал имеет волокнистый характер, то его нельзя измельчить нажатием или разрезанием, и усилие должно быть разрывающим. Хотя и уголь и дерево принадлежат к мягким материалам, тем не менее для измельчения требуются машины совершенно различного типа, ибо дерево имеет волокнистую структуру и должно измельчаться особым способом. Машины для измельчения таких волокнистых материалов, как дерево, кора и пр., часто называются дезинтеграторами.

в) *Влажность*. Влажность играет значительную роль при выборе дробильной или мельничной аппаратуры. Если влажность превышает 4—5%, то материал делается вязким или тестообразным. При таких условиях „свободное“¹ дробление становится крайне затруднительным. С другой

¹ См. стр. 428.

стороны, если влажность превышает 50%, то материал становится настолько разжиженным, что при таких условиях водою можно воспользоваться для облегчения свободного дробления, промывая и удаляя ею мелко раздробленный продукт. Очевидно, что влажность гораздо скорее делает тестообразным мелкий материал, чем крупный. Поэтому, в то время как некоторые мельницы уже не могут обрабатывать материал, содержащий более 3 или 4% влаги, другие, наоборот, работают лучше всего, когда этот процент превышает 55 или 60%.

2. Мелкозернистость. Мелкозернистость определяет выбор машины по двум направлениям:

- а) по размерам исходного материала,
- б) по размерам получаемого продукта.

Одни машины в силу своей конструкции могут обрабатывать только крупный материал, а другие — только мелкий. Одни производят очень однородный продукт, все частицы коего имеют почти определенный размер, а другие по своему устройству могут давать продукт весьма разнородный по размерам. Очень часто ставится нижний предел желательных для окончательного продукта размеров частиц. Так, например, при дроблении пиритов для производства серной кислоты очень мелкий материал нежелателен. Равным образом, при измельчении солода или других подлежащих в дальнейшем выщелачиванию материалов очень тонкое измельчение не допускается. В этих случаях должна быть выбрана такая машина, которая дает минимум мелкого материала.

3. Количество продукции и другие местные условия. Вопросы себестоимости, имеющие столь важное значение для производства, становятся решающими, когда дело касается нового или недостаточно исследованного процесса работы или же применения новых видов сырья. Выбор машины должен происходить прежде всего в зависимости от ожидаемого от нее экономического эффекта, при чем в этом случае весьма существенным фактором является количество продукции (в тоннах), которое предполагается произвести в течение соответствующего промежутка времени, например, в течение n годовых часов работы.

При расчете себестоимости приходится сбалансировать целый ряд элементов, в том числе основные затраты на приобретение и установку данной машины, в виде амортизации, расходы на эксплуатацию и обслуживание ее (рабочую силу, энергию, ремонт и т. д.), наконец, возможное снижение стоимости продукции.

Весьма существенное влияние имеют на себестоимость и те рационализаторские мероприятия, которые способствуют снижению стоимости энергии и ремонта. Очевидно, что чем больше масштаб производства, тем большее значение приобретает бережное отношение к расходу энергии, и тем больше оправдываются все затраты на улучшение основного оборудования и рационализаторские мероприятия.

Помимо этого, при выборе машины следует считаться еще с целым рядом местных условий. Например, для некоторых рудных месторождений подходят только машины, которые легко можно демонтировать и перевозить на вьючных животных. Всякая местность имеет свои специфические особенности, которые необходимо учитывать при выборе машины.

КЛАССИФИКАЦИЯ МАШИН

Машины разделяются на классы или по калибру исходного материала или по способу приложения измельчающего рабочего усилия. В дальнейшем при рассмотрении дробильных машин и мельниц выяснится, что каждая из них эффективно может работать лишь в пределах определенных размеров частиц. Одна и та же машина не может экономично дробить материал

в чрезмерно больших пределах, т. е. начиная от очень больших до очень малых размеров, и поэтому машины для дробления и измельчения разделяются на следующие классы:

1. Предварительные дробители (крупное дробление) для дробления исходного материала крупного калибра, а именно в пределах от 50 до 1500 мм.

2. Промежуточные дробители (среднее дробление) для дробления исходного материала более мелкого калибра, а именно размером от 50 до 35 мм при размере продукции от 30 до 10 мм в диаметре.

3. Мелкие дробители (мелкое дробление) для измельчения материала от 37—38 мм до 12—13 мм, дающие продукт, проходящий через сито 10 меш.¹

4. Пульверизаторы (тонкое дробление), измельчающие материал от 12—13 мм до 6—7 мм и дающие продукт, проходящий через сито 200 меш (до 200 отверстий в линейном дюйме).

Кроме этих четырех классов, имеется еще один особый класс, класс крошителей или дезинтеграторов, предназначенных для измельчения волокнистых и хрупких материалов.

Следует заметить, что вышеприведенная классификация не является жесткой, и каждая машина охватывает довольно широкий диапазон работы.

Машины для дробления и измельчения могут быть также разделены на 3 главные группы в зависимости от способа приложения дробильной силы.

Так, например, имеется ряд машин, в которых преобладающим усилием являются:

- 1) нажатие периодическое или непрерывное,
- 2) непосредственный удар,
- 3) истирание абразивным действием или срезывание волокон.

В общем можно указать, что первый тип преимущественно применяется для крупного дробления, а последние два — порознь или в комбинации друг с другом употребляются для мелкого измельчения или распыления.

Свободное дробление. Прежде чем перейти к рассмотрению отдельных машин, обратим внимание на один основной принцип всякой операции, ведущей к уменьшению размеров, — принцип, который имеет самое большое значение для проектирования и эксплуатации всякого рода дробильных машин и который известен под термином „свободное дробление“. Для того, чтобы усилие, вызывающее измельчение, каков бы ни был способ его приложения, могло быть производительно использовано, а также чтобы достигнуть максимальной производительности применяемой аппаратуры, необходимо, чтобы всякая частица материала устранилась от воздействия дробильных поверхностей, как только она уменьшится до желаемых размеров. Мелкие частицы материала, образуя прослойку между поверхностями рабочих органов, предохраняют материал от дробления, поглощают большую часть затрачиваемой энергии, снижают производительность машины и увеличивают процентное содержание так называемой тонкой муки, т. е. частиц меньшего размера, чем это желательно.

Особенное внимание поэтому при проектировании дробильных машин и мельниц следует уделять обеспечению свободной разгрузки машины от измельченного материала и его полному удалению из рабочего пространства.

Быстрое удаление продукции, способствующее свободному дроблению, в общем может быть достигнуто тремя способами:

¹ Десять отверстий в линейном дюйме при употреблении стандартной проволоки. См. также стр. 450.

- 1) отмучиванием мельчайших частиц в смеси с водой,
- 2) сепарацией струей воздуха в соответствующих видах аппаратуры,
- 3) использованием центробежной силы, которая может быть приложена различным образом, как это будет показано при разборе различных типов дробильных машин.

Открытый и замкнутый (круговой) процессы. Вообще существует два общих метода дробления и измельчения — открытый процесс и замкнутый — круговой процесс. В открытом процессе весь материал, прежде чем выйти из машины, должен пройти через всю ее систему. В замкнутом же круговом процессе немедленно отсеивается и удаляется та часть материала, которая достигла желаемых размеров. Частицы больших размеров продолжают обращаться в машине, пока не достигнут требуемой степени измельчения, после чего удаляются из нее. В машинах с открытым процессом первоначальные капитальные затраты сравнительно невелики, но стоимость энергии на тонну конечного продукта высока. Замкнутым процессом следует пользоваться на всех крупных установках, так как он дает однородный продукт и требует меньшей затраты энергии. При замкнутом круговом процессе рекомендуется процесс измельчения выполнять с таким расчетом, чтобы применяемый для этой цели агрегат допускал бы разделение самого процесса на две отдельные, но тем не менее связанные одна с другой операции. Первая операция состоит в размол материала в продукт, представляющий по преимуществу крупку или зерна такого размера, который допускал бы отсев или сепарацию продукта в аппаратуре, находящейся вне корпуса мельницы.

Сход, т. е. часть продукции, превышающая по размерам окончательный продукт размол, но меньшая по величине, чем исходный материал, питающий мельницу, перемалывается при второй операции в другой рабочей части агрегата, имеющей соответствующие размеры, при чем при сепарации одновременно отделяется известное количество пылевидного материала, непосредственно переходящего в окончательный продукт. Если иметь в виду, что обычно дробление производят не одной, а целой серией машин, и так как каждый агрегат дает некоторое количество материала более мелкого, чем нормальный продукт следующей в серии машины, то мощность всей установки может быть повышена, а потребление энергии сокращено отсеиванием такой мелочи и получением таким образом мелкого продукта без загрузки агрегата, следующего по порядку в серии. В результате общая нагрузка мельниц будет уменьшена, задерживающее влияние мелочи избегнуто, и окончательный продукт получится более однородный.

1. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЕ ДРОБИТЕЛИ

При дроблении твердых и средней твердости пород, получаемых непосредственно после взрывных работ в карьерах, нашли наибольшее применение щековые, а за последнее время и гирационные дробители, перерабатывающие материал в весьма широких пределах — от 50 до 1500 мм в диаметре. К первому типу дробителей принадлежат дробители, работающие периодическим нажатием подвижного рабочего органа (подвижной щеки) на неподвижную щеку, при чем происходит раздавливание материала, введенного в клиновидно суживающуюся книзу пасть или зев, образующуюся в пространстве, ограниченном обеими щеками и боковыми стенками. Ко второму типу принадлежат дробители, совершающие непрерывную полезную работу раздавливанием, связанным с вращением, при чем рабочий орган совершает сложное движение, именуемое гирационным или волчкообразным. Действие рабочего органа (нажатие и раздавливание) в этом случае совершается непрерывно по отношению к целому ряду отдельных кусков, загруженных в рабочее отверстие, но один и тот же

кусок подвергается периодическому нажатию, по мере своего прохождения через клиновидносуживающееся рабочее отверстие.

По существу к типу предварительных дробителей необходимо отнести также и молотковую дробилку типа „Титан“. Кроме того, в некоторых случаях применима и вальцовая камнедробилка для тех же целей.

Щековые дробители. Работа щекового дробителя, осуществляемая колебательным движением подвижной щеки, характеризуется самим движением рабочего органа, т. е. способом подвеса подвижной щеки, а также типом трансмиссии между эксцентриковым или кривошипным валом и подвижной щекой. По способу подвеса подвижной щеки можно установить три различных типа щековых камнедробилок. К первому типу относятся такие машины, у которых ось качания подвижной щеки находится в верхнем ее конце, ко второму типу — у которых она находится в нижнем конце щеки, и к третьему — камнедробилки, осуществляющие свою задачу параллельным смещением подвижной щеки. В дробилках первого типа действие дробящего усилия на самые крупные куски достигает своего максимума в верхнем промежутке между щеками, при чем давление на раз-

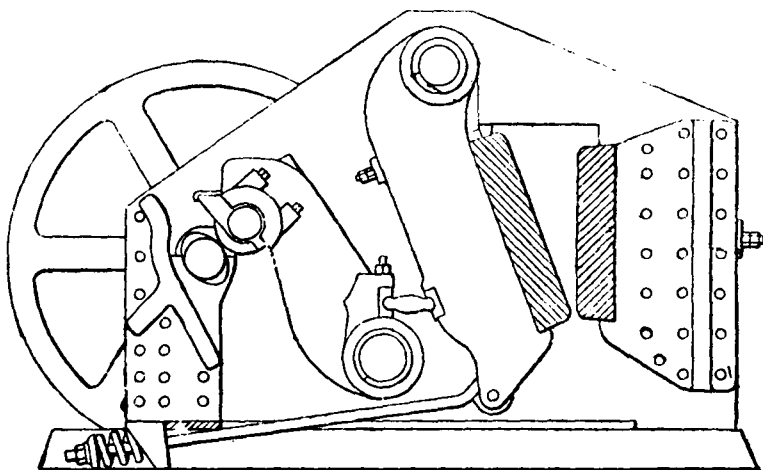


Рис. 171. Щековой дробитель типа Блека.

давливаемый кусок материала прямо пропорционально расстоянию от точки качания щеки до точки приложения дробящего усилия и обратно пропорционально углу, образуемому горизонталью и прямой, перпендикулярной к подвижной щеке в точке приложения дробящего усилия, действующего на эту щеку (см. схему работы дробилки Блека).¹ Давление, испытываемое каким-либо круглым телом, находящимся на расстоянии x от точки качания s , определяется из формулы:²

$$Q = \frac{p \cdot l}{2x \sin \alpha}$$

Главнейшие конструктивные особенности дробителей системы Блека и Доджа. Щековой дробитель изобретен Блеком³ в 1858 г. и первоначально применялся для дробления щебня при мощении шоссежных дорог. За исключением способа подвеса подвижной щеки, конструкция всех щековых дробилок одинакова. На рис. 171 и 172 изображены такие типичные дробилки; на рис. 171 показан нормальный тип дробилки

¹ Подробности о конструкциях щековых дробилок см. в Техн. Энцикл., том 7.

² См. пр. П. П. Будников. „Керамическая технология“, изд. 1932 г., стр. 273, а также Е. С. Blanc. „Technol. de concasseurs“.

³ Полное имя конструктора *Ely Whitney Blake*.

Блека с кулачно-шарнирно-рычажной передачей, а на рис. 172 — дробитель-гранулятор сист. Доджа. Дробитель Блека, как видно из рисунка, характеризуется тем, что наибольший путь при движении подвижной щеки совершается крайними ее точками, т. е. расположенными у выходного отверстия. У дробителя сист. Доджа центр качания расположен вблизи самого основания станины, и величина выпускного отверстия почти не изменяется, что весьма благоприятно отзывается на получении относительно мелкого и более или менее равномерно измельченного продукта вследствие постепенного опускания материала вниз при его дроблении.

Важнейшие детали дробителя системы Блека. В дробителе Блека, изображенном на рис. 171, колебательное движение щеки осуществляется при помощи эллиптического кулака. При вращении кулака возвратно-поступательное движение передается щеке при помощи шарнирно-рычажной системы. В обычных конструкциях дробилок сист. Блека применяется передача колебательного движения при помощи специального эксцентрика, с которым соединена головка шатуна, представляющего один из основных элементов шатунно-рычажной передачи. Эксцентрико-

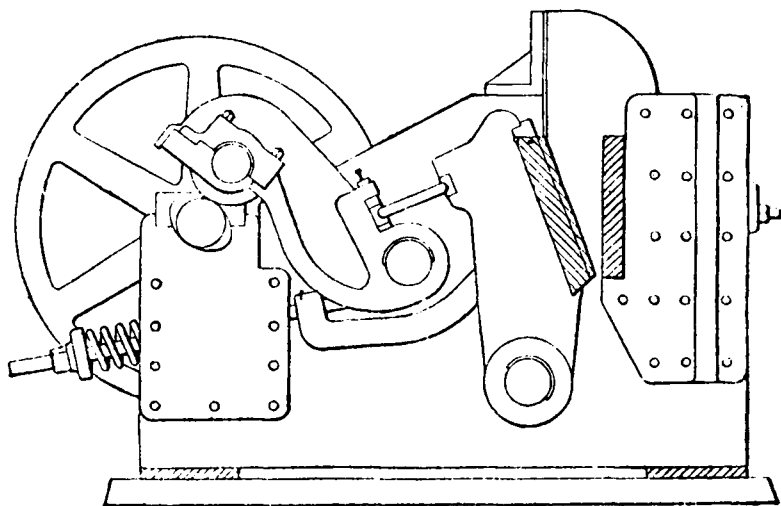


Рис. 172. Щековой дробитель типа Должа.

вый вал в этом случае служит одновременно и приемником движущей силы, получаемой, как это общепринято, при помощи ременной передачи от специального двигателя. На валу в целях получения более равномерной работы посажены два тяжелых маховика. Машинна снабжается специальным установочным клиновым приспособлением, состоящим из подвижного и неподвижного клиньев, и пружинными буферами, обеспечивающими плавность движения подвижной щеки и плотное соприкосновение и связь движущихся частей, в особенности при ходе шатуна сверху вниз. Движение шатуна, последовательно совершающиеся вверх и вниз, передаются подвижной щеке при посредстве своеобразной трансмиссии в виде ведущего и опорного колебателя и шарнирных пазов для их взаимного соединения.

Во всех этих конструкциях наиболее слабым местом является опорный колебатель, соединяющий шатун с клиновым приспособлением. Имея в виду, что в случаях попадания особенно твердых предметов между щеками всегда является опасность их поломки, наличие слабого места в нерабочих деталях является даже выгодным, так как этим самым создается наличие своего рода предохранителя. Для этой цели опорный колебатель конструируется с определенным расчетом на его поломку в случаях, вызывающих возможность аварии подвижной щеки.

Дробление материала в этом дробителе производится обычным способом, естественно вытекающим из самой конструкции. Материал поступает в рабочее пространство между щеками через приемное отверстие, образуемое обеими щеками и боковыми клиньями, где и дробится нажатиями подвижной щеки, периодически, но достаточно быстро следующими одно за другим, при чем после раздробления он постепенно опускается вследствие собственного веса и выходит через отверстие в основании станины.

В виду того, что наибольшее свое движение подвижная щека получает у места выхода измельченного материала, в дробилках типа Блека оказывается устраненной опасность засорения. Поэтому этот тип дробителя может с успехом применяться для дробления материала, имеющего известную склонность к образованию комьев, а также содержащего 5 и даже 10% воды. Вследствие большой амплитуды движения щеки в разгрузочном конце щек, дробитель Блека дает продукт весьма неравномерный по величине, при чем разница между большими и малыми кусками, выходящими из машины, бывает значительна. В виду того, что щековой дробитель очень редко производит окончательный продукт, этот недостаток нельзя считать серьезным.

Наиболее изнашивающимися частями такого дробителя, очевидно, являются рабочие поверхности щек, которые обыкновенно делаются из хромистой (или марганцевой) стали или даже отбеленного чугуна и так устроены, что легко могут быть заменены. Кроме того, так как наибольший износ щек наблюдается у разгрузочного отверстия, то щеки делаются так, что их можно переворачивать; таким образом, тот конец щеки, который был наверху и мало сработался, попадает на место более изношенного конца, бывшего внизу это увеличивает долговечность щек.

Достоинства машин типа Блека состоят в их большой производительности, дешевизне ремонта, малой затрате энергии на единицу продукции и отсутствии опасности засорения. Недостатками их нужно считать разнокалиберность получаемой продукции и перерывы в работе машины, так как дробление происходит только при поступательном движении подвижной щеки.

Щековой дробитель типа Доджа. Как уже было указано ранее, в дробителе этого типа качающаяся щека укреплена в нижней части станины (см. рис. 172), и поэтому конечный продукт получается более однородным, чем в дробителе Блека. Однако, это преимущество связано и с отрицательным явлением, заключающимся в том, что разгрузочное отверстие не гарантировано от засорения крупными кусками. Вследствие этого дробитель Доджа можно употреблять только при свободно движущемся материале, не вызывающем закупорки в рабочей щели.

Гранулятор (щековой дробитель со сложным движением рабочей подвижной щеки). В этом дробителе рабочая поверхность подвижной щеки имеет такую форму, что она осуществляет свое движение как бы скатываясь вдоль рабочей поверхности неподвижной щеки. Подвижная щека в дробителе этого типа подвешена сверху, и движение сообщается ей в некоторой точке по середине щеки между ее верхом и низом посредством подвижной тяги, помещенной позади разгрузочного отверстия. Этот тип щекового дробителя является как бы компромиссным между типами Блека и Доджа и поэтому не обладает столь явными достоинствами и недостатками, которые присущи этим двум типам. А именно, не будучи так подвержен засорению, как дробитель типа Доджа, он в то же время дает более однородную продукцию, чем машина Блека. Однако, он не обладает ее производительностью и низким расходом энергии, как равным образом не может похвастать и однородностью мелкого дробления дробителя Доджа. Кроме того, эти дробители имеют более сложную конструкцию, и поле их применения ограничено.

Вращающийся дробитель типа Гетса. Вертикальное сечение вращающегося дробителя Гетса изображено на рис. 173. В нем дробление происходит от эксцентричного вращения внутреннего рабочего органа, имеющего вид усеченного конуса, насаженного на вертикальный вал, обращенного узким концом кверху и находящегося внутри усеченного конического корпуса с узким концом, обращенным книзу. Вертикальный вал, приводящий в движение внутренний рабочий конус, подвешен шарнирно в верхней части приемного отверстия при помощи шарового подшипника. На нижнем конце вала имеется большая коническая шестерня, передающая движение валу от малой конической шестерни, укрепленной на трансмиссионном валу, получающему вращение от ременного шкива. Ось вертикального вала смещена эксцентрично по отношению оси шестерни, так что когда зубчатая передача вращается, вал получает не только вращательное, но и гирационное движение наподобие волчка, при чем внутренний опрокинутый усеченный конус движется попеременно то приближаясь, то удаляясь назад по отношению к какой-либо определенной точке конического кольца. Далее следует отметить, что наибольшее движение по внутреннему конусу и внешнему кольцу наблюдается у нижнего края системы или у места разгрузки, так что в этом отношении машина разделяет многие преимущества дробителя Блека. Кроме того, так как она обладает непрерывным вращательным, а не возвратно-поступательным движением, то сотрясение машины здесь сведено до минимума.

Подлежащий дроблению материал поступает в машину через воронку (3) и размалывается при помощи последовательного приближения вну-

треннего конуса непрерывным нажатием между внутренним конусом и наружным кольцом. Разгрузка машины осуществляется по жолобу (37). Размеры размолотых частиц регулируются поднятием или опусканием вала (31), на который насажен усеченный опрокинутый конус. Вследствие этого разгрузочное отверстие между конусом и кольцом может быть сделано уже или шире, но такое регулирование является по сравнению с легким управлением дробителя Блека делом довольно сложным.

Вращающийся дробитель Гетса обрабатывает куски породы, размером от 1500 до 150 мм в диаметре, и измельчает их до кусков, величиной от 100 до 5—6 мм. Преимуществом вращающегося дробителя является относительно широкое загрузочное отверстие по сравнению с малым разгрузочным, вследствие чего измельчение при одном прохождении через машину настолько значительно, что можно получать зерна даже в несколько миллиметров в поперечнике. Вращающийся дробитель со своей объемистой загрузочной воронкой обладает исключительно большой производительностью, а следовательно такую машину следует употреблять только тогда, когда эта производительность может быть использована. Иначе говоря, если требуется раздробить небольшое количество камней значительного размера, то предпочтительно воспользоваться не вращающимся, а щековым дробителем типа Блека, в виду более низких первоначаль-

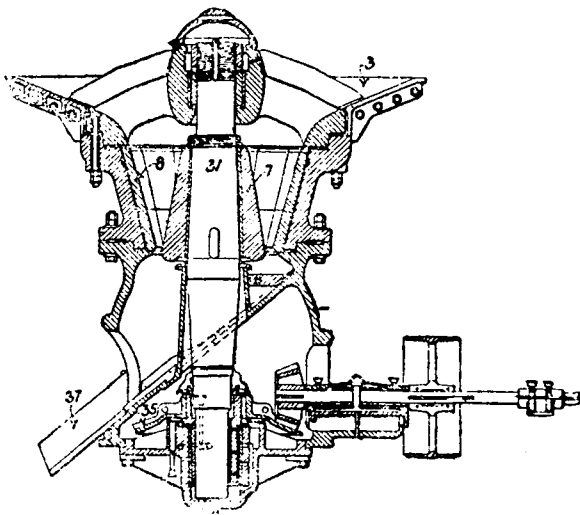


Рис. 173. Вращающийся дробитель типа Гетса.

ных затрат. Если же, однако, надлежит раздробить большое число камней меньшего размера, то вращающийся дробитель окажется более подходящей машиной из-за меньшей затраты мощности на тонну материала, чем в случае щекового дробителя. Стоимость первоначальной установки и расходы по ремонту вращающегося дробителя выше, чем для машины Блека, так что при выборе предварительного дробителя следует принимать в расчет стоимость первоначального оборудования, ремонта, рабочей силы и энергии. Вращающийся конусный дробитель обладает еще тем преимуществом, что он в состоянии обрабатывать материал, получаемый непосредственно из бункера, без особого питательного устройства. Воронка дробителя образует как бы дно бункера; никаких затруднений и задержек в работе при этом не происходит.

II. ПРОМЕЖУТОЧНЫЕ ДРОБИТЕЛИ

Как уже раньше было указано, различные дробители, вообще говоря, имеют вполне определенное поле применения, смотря по роду материала, который подлежит обработке, тем не менее существуют отдельные машины универсального характера. К такому типу машин относится дисковый дробитель Саймонда („Symons“ или „Symonds“), а также дробильные валки, хотя последние принадлежат к классу тонких дробителей.

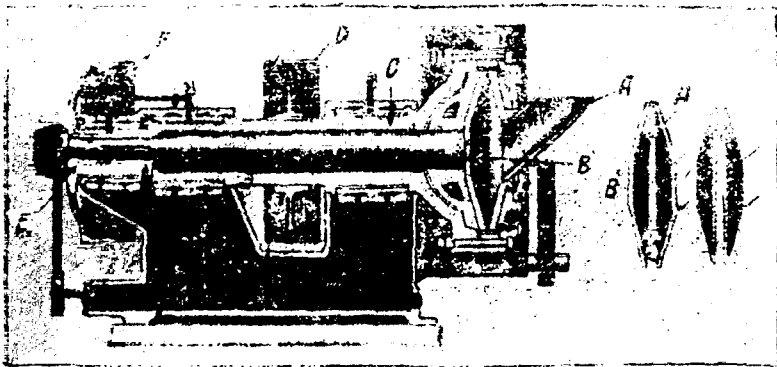


Рис. 174. Дисковый дробитель типа Саймонда.

Дисковый дробитель Саймонда. В ранее рассмотренных дробителях единственной силой, способствующей передвижению материала в рабочей части машины, была сила тяжести. Если измельчаемый материал влажен или вязок, то наблюдается склонность к закупорке разгрузочного отверстия, чем особенно страдают дробители типа Гетса.

В дисковом дробителе Саймонда применен новый принцип: в нем центробежная сила выбрасывает частицы из рабочего пространства, лишь только они становятся достаточно мелки, чтобы пройти сквозь разгрузочное отверстие, образуемое дисками. Дробящее усилие осуществляется двумя тарелкообразными дисками (А и В), которые вращаются в одном направлении и с одинаковой скоростью.¹ Внешний диск (А) (рис. 174) вделан в колоколообразную муфту, закрепленную на полом валу (С), приводимом в движение шкивом (D). Внутренний диск (В) прикреплен посредством шарового крепления к массивному валу, помещенному внутри полого вала (С). Массивный вал приводится в движение шкивом (F).

Задний конец этого вала поддерживается подшипником — эксцентриком (Е), который заставляет диск (В) находиться постоянно под некоторым углом к валу (С) и диску (А). Когда подлежащий измельчению материал

¹ См. моч. графию *Blanc-Eckardt, Technologie der Breche*, 1928 Berlin, где описывается конструкция этой же мел. гнды с противоположным движением шкивов при различной их скорости.

введен в пространство между дисками, он отбрасывается к периферии и захватывается дисками в точке наибольшего расстояния между ними. Материал приползает в круговое движение дисками, которые вращаются совместно, и поскольку края дисков сближаются друг с другом вследствие эксцентриситета двух валов, к которым они прикреплены, постольку происходит измельчение, при чем материал мелется непосредственным непрерывным нажатием. Процесс дробления совершается и в том случае, когда эксцентрично расположенный подшипник сплошного внутреннего вала, посаженного сверху шкива, находится в покое, но благодаря вращению шкива при каждом его обороте увеличивается поступательное и обратное движение дисков, а вместе с тем и измельчающий эффект. Дробильное усилие воспринимает на себя шаровое крепление в головной части машины, имеющее соответствующие для этого размеры.

Расстояние между обоими дисками в одинаковой степени влияет как на размер (калибр) раздробленного материала, так и в связи с этим на возможный износ рабочих частей. Изменение расстояния достигается передвижением сегментообразных пластин, находящихся позади дисков, или заменой их другими желаемой толщины. Благодаря скорости, с которой измельченный материал выбрасывается из рабочего пространства между дисками, продукция этого дробителя однородна, а производительность его сравнительно велика. Дробитель Саймона измельчает материал до 9—10 мм в диаметре. Сырье для этих машин не должно превышать 150 мм в диаметре; при этих условиях они в состоянии обработать от 5 до 100 тонн в час, в зависимости от мощности машины, размеров исходного материала и желаемой степени измельчения.

III. МЕЛКИЕ ДРОБИТЕЛИ

Дробильные валки. Процесс работы конусного гирационного дробителя Гетса состоит, как уже указывалось, во вращении и перемещении дробильного конуса по неподвижной внутренней поверхности конического кольца, при чем этот принцип работы оказался вполне соответствующим требованиям, предъявляемым при крупном дроблении. Для мелкого дробления применение этого принципа на первый взгляд кажется трудно осуществимым по причине изменяемости расстояния между дробильными поверхностями. Тем не менее, именно принцип вращения применен и в дробильных валках для тонкого дробления. Эта машина состоит из двух валков, насаженных на два горизонтальных вала, вращающихся во взаимнопротивоположных направлениях. Вращающиеся поверхности захватывают кусочки материала, постепенно втягивают их в пространство между валками и измельчают их до желаемой степени, определяемой шириной рабочей щели, т. е. расстоянием между поверхностями валков в точке их наибольшего сближения. Машина такого типа изображена в разрезе на рис. 175. Диаметр валков обычно больше их ширины. В среднем размер валков обычно бывает 35 см в ширину при диаметре 90 см. Нормальная конструкция валков — пустотелый чугунный цилиндр, надетый на вал в горячем состоянии или при помощи гидравлического пресса. На чугунный цилиндр насаживается бандаж из твердой стали, укрепляемый клиньями. Рабочая поверхность дробильных валков делается гладкой, рифленой или же снабжается зубцами. Работа валков заключается в раздавливании и, иногда, истирании материала, а при зубчатых валках — и в разрыве волокон. В этом случае валкам сообщают различные скорости. Один из парных валков во избежание помолки при попадании очень твердых материалов устанавливается в подвижных подшипниках, упирающихся в пружинные буфера. Когда нормальный продукт проходит между валками, эти пружины лишь слегка поддаются, и обычно отношение между величиной нормального отверстия и размером конечного продукта принимают

в 0,8, таким образом, валки, имеющие отверстие в 12 мм, будут выпускать продукцию в 15 мм и ниже.

Весьма важно, чтобы исходный материал равным слоем распределялся по поверхности валков, иначе на последних может образоваться выработка в виде жолобков, а в получаемом продукте будет много частиц больше нормальной величины. В результате мы получим неудовлетворительную работу валков, увеличение ремонта, уменьшение производительности и увеличенный расход энергии. Поэтому дробильные валки должны быть снабжены автоматическим устройством, распределяющим материал равномерно по поверхностям валков.

В машине, изображенной на рис. 175, материал поступает через автоматический питатель соответствующего типа, совершающий поступательное и возвратное движение (совок), и попадает в промежуток между двумя дробильными валками, постоянно втягиваясь между ними. Угол, образуемый касательными к точке валков, где наибольший кусок соприкасается с поверхностью валков, называется наибольшим углом захвата и для большинства материалов составляет около 50°. Зависимость между величиной

исходного материала, расстоянием между валками, радиусом их и углом захвата выражается формулой:

$$\frac{r+a}{r+b} = \cos \frac{N}{2}$$

где r — радиус валков, a — половина расстояния между валками, b — радиус частиц, подлежащих измолу, N — угол захвата, выраженный в градусах.

Дробильными валками пользуются главным образом тогда, когда измельчаемый материал хрупок и желательно получить как можно меньше пыли. Материал, поступающий в такую машину, редко превышает 35—40 мм, и для

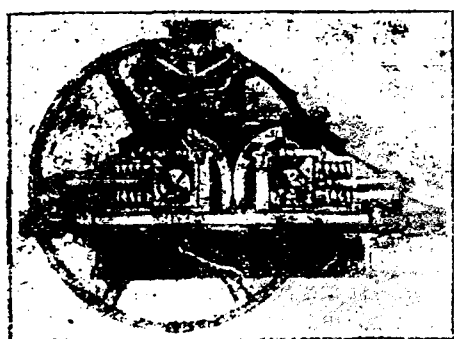


Рис. 175. Дробильные валки Стуртеванта.

минимальной затраты энергии и максимума производительности степень измельчения не должна превышать 4:1. Дробильные валки можно употреблять для дробления материала до измельчения, соответствующего 10 до 15 меш, а в некоторых случаях и более тонкого, но вообще для тонкого дробления (больше 10 меш по стандартному решету Тайлера) лучше применять шаровые мельницы. Если же материал не нужно измельчать ниже 10 или 15 меш, то валки являются одной из лучших машин, и, действительно, благодаря относительно большой производительности, отсутствию пыли и простоте конструкции, такие валки пользуются самым большим распространением. Влажный материал при желании может быть измельчен до 20 меш.

Как уже было сказано выше, размеры окончательного продукта зависят от расстояния между рабочими поверхностями в точке наибольшего их сближения. Поэтому при выборе дробильных валков крайне желательна легкость отрегулирования расстояния между валками, в особенности если требуется возможно меньшее наличие пыли и тонких частиц, так как легкое управление валками обеспечивает хорошую работу машины. Следует также предусмотреть возможность сближения валков при износе их поверхностей. Иногда расстояние между валками регулируется просто при помощи металлических прокладок, помещенных между подшипниками валков и опорами, прикрепленными к раме дробителя. В иных конструкциях расстояние между поверхностями валков регулируется червячной передачей, передвигающей подшипники валов вперед и назад, по мере надобности. Последний способ проще и удобнее для управления машиной.

Выгодными качествами дробильных валков являются их простота и прочность, а также малое количество мелочи и пыли, при условии эксплуатации машины в надлежащих условиях, а именно — при равномерном питании материалом и степени измельчения, не превышающей 4:1. Они не превзойдены в производстве крупного зернистого материала и обнаруживают известные недостатки лишь при употреблении их не по прямому своему назначению, как, например, для получения тонкого помола и при неравномерном питании.

Существует много различных видов дробильных валков для размола специальных материалов. Например, в одном типе материал раздавливается на неподвижной плите одним валком, вращающаяся поверхность которого усажена зубьями. Такой дробитель употребляется для материала слоистой структуры, как, например, уголь и т. п.

Вращающийся дробитель Стуртеванта. Вращающийся дробитель является специальным типом дробильной машины, предназначенной для размола мягкого или рыхлого материала, как уголь, кокс, дубье и т. п. при условии, что подаваемый материал не будет превышать 75—150 мм. При этом условии вращающийся дробитель дает продукцию с диаметром от 20 мм до 6 мм и ниже. Такие дробители иногда называются „кофейными мельницами“.

На рис. 176 видно, что измельчение происходит между внутренним вращающимся нарифленным конусом и внешним нарифленным кольцом. Установка машины для размола более мелкого или более крупного материала происходит при помощи небольшого ручного колеса (оно видно на рис. в правом нижнем углу), которое поднимает или опускает опору подпятника; на последнем насажен вал вращающегося нарифленного конуса.

Производительность этой машины сравнительно велика и содержание не требует больших затрат, если измельчается подходящий материал. Дает она очень однородный продукт. Но так как такой дробитель применим к сравнительно небольшому числу материалов, то он не находит большого распространения.

Толчеи. Тяжелые толчеи или копры представляют собой машины для измельчения материала от 35 мм в диаметре до 40 меш по стандарту Тайлера. Толчеи состоят из одного или целого ряда пестов (штемпелей), высоко поднимаемых над уровнем размельчаемого материала и затем дробящих его силой собственного веса при свободном падении. Вес штемпелей или пестов достигает 500 кг и более. Подлежащий измельчению материал помещается в особые ящики или ступки, в которых и дробится ударами падающих пестов, при чем поднятие их совершается при помощи фасонных кулаков. Толчеями широко пользовались при мокром дроблении (с содержанием воды 50% и выше), но в настоящее время область их применения ограничивается почти исключительно золотодобывающей промышленностью, где одновременно с дроблением и измельчением происходит амальгамация руд или обработка их цианистым методом.

Степень, до которой измельчается материал, регулируется тонкостью сит, которыми окружены ступки, весом пестов и скоростью подачи воды и руды.

Вне вышеуказанной сферы применения толчея не употребляется вследствие большого расхода энергии и большой первоначальной стоимости

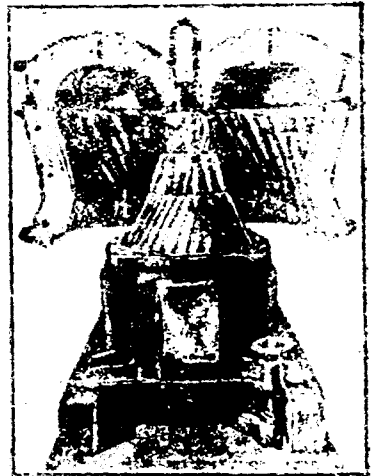


Рис. 176. Вращающийся дробитель Стуртеванта.

установки на тонну продукта. Затрата мощности при работе толчеи не зависит от производительности вследствие того, что расход энергии оказывается постоянным, независимо от того, есть ли материал в ступке или нет. Кроме того, толчеи дают больший, чем это допустимо, процент мелочи и пыли.

Бегуны (чилийская мельница).¹ Во всех до сих пор рассмотренных дробителях измельчение происходило под влиянием силы нажатия. Тем не менее для тонкого дробления возможно применение и иного принципа, а именно раздавливания, соединенного с одновременным истиранием, что каждый из нас мог бы наблюдать, раскалывая орех, наступив на него ногой и повертываясь при этом кругом. Нечто подобное положено в основу работы так называемой чилийской мельницы, иначе именуемой бегунной чашей или просто бегунами, где широко используется принцип комбинированного действия раздавливания и истирания.

Бегуны состоят из пары или более вертикальных металлических или каменных жерновов, вращающихся на горизонтальной оси, соединенной с вертикальным валом, приводящим бегуны в движение при помощи так называемой каретки. Бегунный вертикальный вал приводится во вращение от верхнего или нижнего привода при помощи рабочего и холостого шкивов и зубчатой конической передачи. Бегунные жернова катятся по горизонтальной тарелке (поду) с бортами, при чем чугунная тарелка может вращаться или делается неподвижной. В первом случае жернова совершают лишь вращение вокруг своих горизонтальных осей, а во втором — совершают и кругообразное движение вокруг вертикальной оси. Загрузка материала производится или вручную или питателями при помощи тетки (трубы), направленной в центр тарелки. Выгрузка измельченного материала происходит через прямоугольное отверстие в борты, что имеет место при неподвижной тарелке (поде), или же через конические отверстия во вращающейся тарелке. Для постоянного продвижения размолотого продукта служат так называемые скребки или ножи, подающие материал под жернова и способствующие выгрузке измельченного материала.

Металлический жернов представляет собой чугунное колесо, снабженное стальным бандажом, скрепленным с колесом расклиновкой; втулка колеса делается или отдельно, при чем в этом случае соединяется с колесом расклиновкой, или же отливается вместе с колесом.

Бегуны применяются чаще всего в тех случаях, когда необходимо измельчить и перемешать в воднообразную массу тестообразный или пластичный материал, как, например, глина в керамиковой промышленности и прочие аналогичные материалы. Ранее бегуны широко применялись в рудообрабатывающей промышленности, но теперь они почти вытеснены шаровыми мельницами.

С механической стороны основной расход мощности теряется на осуществление упомянутого ранее скольжения жерновов при их вращении, при чем скольжение, равное нулю в середине обода жернова, увеличивается постепенно к его краям. Причиной этого является стремление жернова катиться со средней скоростью, несмотря на разность скоростей смещения для внутреннего и внешнего краев относительно мельничного пути.

IV. МАШИНЫ ДЛЯ ТОНКОГО ДРОБЛЕНИЯ

Шаровые мельницы. Во всех до сих пор рассмотренных механизмах дробление производилось непосредственным действием механического усилия, при чем первичный продукт вводился в пространство между

¹ Описание работы бегунов в нашем переводе переработано и дополнено.

движущимися рабочими органами. Возможно, однако, также произвести измельчение при помощи силы тяжести и центробежной силы, если использовать каскадное падение металлических или кремневых шаров, мелющих тел, например, голышей, или же шаров из хромистой или марганцевой стали, принуждая их падать и вращаться соударяясь; для этой цели их помещают в большой вращающийся барабан или выложенный сталью цилиндр, содержащий измельчаемый материал. Этот принцип и составляет сущность работы шаровой мельницы, снискавшей себе такую широкую популярность вследствие простоты своей конструкции, легкости управления, отсутствия хрупких частей и сравнительно низких расходов по уходу за ней и ее ремонту. Шаровые мельницы обычно характеризуются большим диаметром и малой длиной и вращаются на полых осевых цапфах, через которые поступает материал в цилиндр и выходит готовый продукт. На рис. 177 показан стандартный тип такой мельницы. На рис. 178 изображена коническая шаровая мельница Гардинга. Самая большая шаровая мельница стандартного типа имеет в диаметре около 3,2 м, при длине всего 1,8 м.

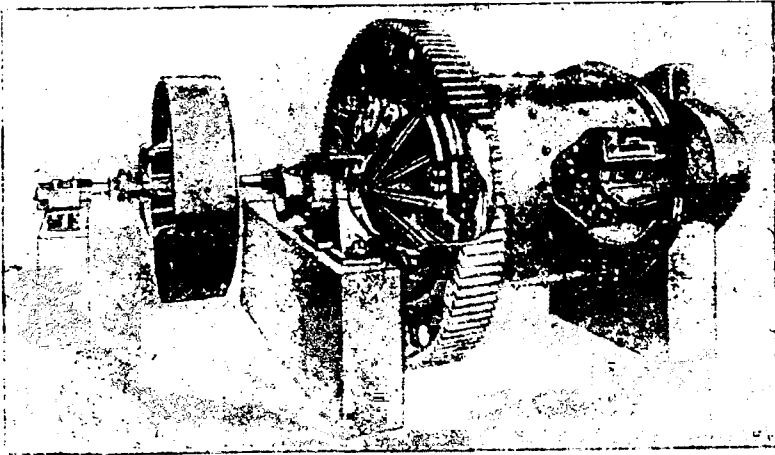


Рис. 177. Шаровая мельница Аллис-Чальмерса.

Шаровые мельницы применяются как для сухого, так и для мокрого размола. Если мельница применяется для мокрого размола, то внутри ее устраиваются специальные приспособления в виде решета или сита для выделения из шлама крупных частиц или случайных посторонних тел и, кроме того, спиральные лопасти или рукава, способствующие удалению размолотого шлама. Таким образом шлам, то-есть какой-либо подлежащий измельчению разбавленный водой материал, вводится через полу цапфу загрузочной части мельницы (с правой стороны мельницы, изображенной на рис. 177), движется через корпус мельницы, в котором вращаются мелющие тела и выходит через решето в разгрузочной части машины (переливной способ). Здесь шлам подымается специальными лопастями и выбрасывается наружу через полу цапфу разгрузочной части. Как увидим далее, в некоторых мельницах имеется разность уровней между точкой поступления матерпала в мельницу и точкой его разгрузки через решето. В этом случае вода легко уносит измельченный материал сквозь сито и цапфу в разгрузочной мельницы. При проходе шлама через мельницу мелкие частицы сухого вещества, содержащиеся в шламе, удаляются быстрее, чем крупные. Результаты проделанных в Америке опытов подтверждают, что разница в уровнях дает лучшие результаты, чем так называемый „переливной“ тип мельницы, где измельчаемый

материал течет в загрузочную цапфу, проходит всю цилиндрическую мельницу и вытекает прямо через разгрузочную цапфу.

Перед загрузкой мелющих тел в мельницу заранее определяют как размеры, так и количество их, т. е. иными словами, вес всех загружаемых мелющих тел должен соответствовать данным условиям размола. По мере износа и, следовательно, исчезновения части их совместно с продуктом, в мельнице обнаруживается целый ассортимент мелющих тел различных размеров, но более или менее сохранивших свою первоначальную форму. Таким образом, от времени до времени приходится пополнять запас мелющих тел, но в то же время надо иметь в виду, что избыток новых шаров, подходящих по своим размерам для дробления больших частиц материала, может оказаться излишним для успешного дробления мелких частиц и даже вызвать повышенный расход энергии, каковой кроме того может быть вызван и своеобразным влиянием так называемой „пылевой подушки“, в которую легко будут погружаться крупные частицы, не подвергаясь действию шаров.

Коническая шаровая мельница Гардинга, изображенная на рис. 178, имеет некоторые характерные особенности, отличающие ее от ранее рассмотренной шаровой мельницы обычного нормального типа. Одной из особенностей конструкции мельницы Гардинга является сложная (фасонная) форма корпуса, способствующая при работе мельницы правильному размещению мелющих тел, при котором тела большего размера стремятся занять более широкую часть корпуса, а мелкие сосредоточиваются в его узкой конической части, как это и указано на рисунке, при чем то же самое явление имеет место и для измельчаемого материала.

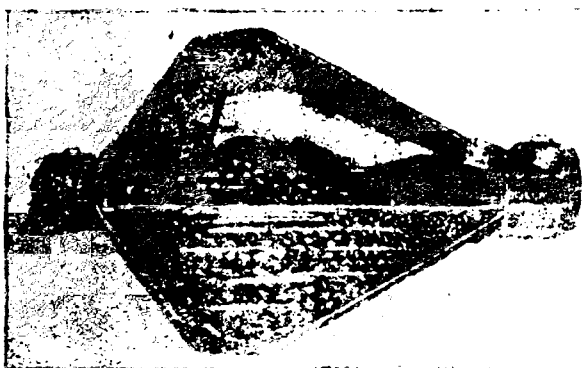


Рис. 178. Коническая шаровая мельница Гардинга

Материал, подаваемый механическим питателем в загрузочный широкий конец мельницы (с левой стороны рисунка), остается в широкой части корпуса, пока не будет достаточно раздроблен. По мере его измельчения он передвигается постепенно вдоль конуса и, наконец, выходит в мелко измельченном виде через цапфу на противоположном конце мельницы. Таким образом, крупные куски материала дробятся крупными шарами, а более мелкие — мелкими, что способствует снижению затраты энергии, а в связи с этим и увеличению производительности. Разгрузочная часть в мельнице Гардинга обычно находится на 50—60 мм ниже загрузочной части.

Шаровые мельницы следует употреблять для обработки материала, содержащего куски, не превосходящие 50—65 мм в диаметре, при чем размеры получаемого при этом окончательного продукта должны полностью проходить через стандартное сито (50—60 меш по амер. стандарту), что соответствует 400 отверстиям на $см^2$. Этими мельницами пользуются при мокром дроблении, когда влажность материала достигает 50% или больше. Что же касается расхода металлических шаров, то даже при измельчении абразивного материала расход их не должен превышать 320 г на тонну измельченного материала. Однако, для большинства материалов расход шаров не достигает и половины этой величины, если только питание мельницы материалом протекает нормально и шары при падении или взаимном сталкивании бывают отделены друг от друга прослойкой

материала. Измельчаемый материал должен предохранять шары от чрезмерного износа, и при работе мельницы должен исходить шум, похожий на глухое ворчание, указывающий на отсутствие непосредственного контакта металла с металлом. Как уже указывалось ранее, дробление материала в шаровых мельницах обуславливается в первую очередь каскадным падением шаров, вызывающим их взаимные удары и толчки и отчасти связанным с этим действием истиранием.¹ Степень измельчения готового продукта в шаровых мельницах регулируется одним из следующих способов:

1) *Усилением или замедлением питания.* Усиление подачи исходного материала в шаровую мельницу уменьшает степень его измельчения, так как, будучи вытеснен вновь поступающим материалом, он остается в мельнице менее продолжительное время.

2) *Изменением диаметра исходного материала.* Ясно, что увеличение диаметра поступающего в мельницу материала уменьшает его степень измельчения при условии, что интенсивность питания мельницы остается без изменения.

3) *Увеличением общего веса загружаемых в мельницу мелющих тел.* Увеличение общего веса шаров определенного размера увеличивает степень измельчения окончательного продукта, если интенсивность питания не меняется. Это увеличение общего веса шаров достигается или увеличением их числа до предельного количества (не свыше 50% геометрической емкости) или же увеличением удельного веса их. Таким образом как мощность мельницы, так и степень измельчения окончательного продукта может быть, например, увеличена заменю кремневых шаров металлическими.

4) *Изменением диаметра шаров.* Шары большого диаметра дают крупный зернистый продукт, а малого — тонко измельченный. Размер шаров колеблется от 20 мм до 125—150 мм в диаметре; для крупного размола подходит ассортимент шаров в 75 мм и 100—125 мм в диаметре, а для тонкого — предпочтительнее брать шарики от 20 до 50 мм в диаметре.²

5) *Изменением уклона мельницы.* Увеличение уклона мельницы или снижение уровня разгрузочного отверстия уменьшает степень измельчения продукта. Изменения такого рода увеличивают в то же время производительность мельницы.³

6) *Увеличением размеров отверстий и их числа в разгрузочной решетке.* В шаровых мельницах с разгрузочной решеткой тонкость измельчения может быть уменьшена увеличением размеров и числа отверстий в разгрузочной решетке. Это также увеличивает производительность мельницы.

Что касается производительности, то шаровые мельницы могут быть употреблены как для выпуска 80—120 кг продукта в час, так и для выпуска 15 и более тонн в час.

Содержание шаровых мельниц исключительно дешево, так как они имеют всего 2 или 3 подшипника, при чем последние могут быть соответствующим образом защищены от пыли. Кроме того, такие мельницы принадлежат к машинам с малыми окружными скоростями, делающим от 22 до 30 оборотов в минуту. На практике всякие поломки и неполадки происходят в футеровке мельницы, а поэтому как футеровка, так и шары должны через известные промежутки (в широкой степени зависящие от общего

¹ При наличии ступенчатых лит и каскадном падении шаров и тирающее действие при размоле может иметь весьма существенное значение как в шаровых мельницах, так и в мельницах трубчатого типа.

² Опыт размольных установок Западной и СССР указывает, что загрузка шаров с diam. свыше 100 мм не дает ощутительного эффекта, а часто даже является излишней.

³ Повидимому, автор относит это явление исключительно к мельницам типа Гардинга. В мельницах обычного стандартного типа уклон мельниц недопустим, так как создаст бы весьма тяжелые условия для работы подшипников.

тоннажа размола и абразивности материала) заменяться новыми. Главный износ в мельнице претерпевают мелющие тела, а потому таковые следует добавлять или ежедневно, или еженедельно, или через другие интервалы, зависящие от тоннажа размола. Такое исключительно дешевое содержание мельницы составляет главную причину ее популярности. Кроме того, она проста в отношении обслуживания, а первоначальные издержки по оборудованию установки и расход энергии крайне малы. Окончательный продукт размола в шаровой мельнице не вполне однороден по величине, и, как было уже раньше указано, предпочтение должно быть отдано валкам, если требуется продукт более крупный, чем проходящий через 10—15 отв./см². Равным образом валки предпочтительны, когда имеем дело с вязким материалом, содержащим влагу, так как шаровые мельницы обычно хорошо работают или при сравнительно сухом материале с влажностью 3—4%, или при очень влажном, т. е. содержащем свыше 50% воды, так как большинство материалов, налипая на шары, образует комья, ухудшая работу из-за потери механического эффекта.

Иногда при сыром размоле получение тонкого продукта требуемого качества вызывает затруднения, заставляющие отклониться от обычного способа размола. Для этого случая американская практика выработала спо-

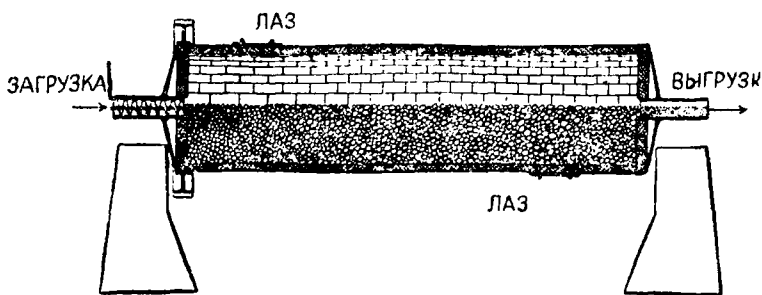


Рис. 179. Трубчатая мельница.

соб кругового процесса и для мокрого размола в виде применения гидравлических классификаторов. При этом процессе размол ведется в самой мельнице более быстро, при чем продукт направляется в классификатор, где и разделяется таким образом, что отделенный аппаратом тончайший шлам отводится в виде окончательного продукта, а более крупные частицы, так называемый „сход“, возвращаются или в ту же или в другую включенную в схему размола мельницу, загруженную более мелкими мелющими телами. Американские шаровые мельницы типа Марси или Гардинга применяются для размола материала, уже предварительно прошедшего через дробители типа Гетса или иные, при чем при калибре продукта, соответствующего 2% остатка на сите 40 меш и 40% остатка на сите 6200 отв./см², расход энергии не превышает 10—12 киловаттчасов на тонну продукции.

Трубная мельница. Трубную мельницу можно рассматривать как одну из разновидностей той же шаровой мельницы; она имеет трубообразный корпус длиной от 4—9 метров, выложенный внутри плоскими стальными плитами или же так называемым силикштейном, т. е. кварцитом, как это показано на рис. 179. Эта мельница может применяться как для сухого, так и для мокрого размола.

Конструкция отдельных деталей этой мельницы, принципы регулировки и порядок ее обслуживания в общем близки к таковым у шаровой мельницы. Различие между этими двумя типами мельниц заключается в применении их для разных видов размола, а в связи с этим — в различных видах футеровки и, самое главное, в конструктивном соотношении между

длиной и диаметром, а следовательно — и в характере размольного процесса, зависящего от длины размольного пути.

Шаровые мельницы, как указывалось ранее, применяются в основном для предварительного размола, при котором около 95—98% продукта проходят через сито 388—558 отв./см² (50—60 меш), в то время как трубные мельницы применяются для значительно более тонкого размола.

Диаметры трубных мельниц меняются в зависимости от их длины и составляют при длине 3—9 м примерно 0,915—2,450 м. Трубные мельницы, размерами 1,5 м × 8 м, перемалывают за 24 часа от 75—95 т материала средней твердости, соответствующего калибру 460 отв./см² до 3500 отв./см² (от 20 до 150 меш).

Центробежные дробильные валки. Принцип вращения одного рабочего органа по поверхности другого широко использован в конструкциях машин для дробления и размола. Мы видели, что в некоторой степени он применен уже в коническом дробителе Гетса, а дробильные валки и чилийская мельница всецело основаны на нем. Существует еще целый ряд других мельниц, применяющих этот принцип в видоизмененной форме, при чем давление одного элемента на другой вызывается центробежной силой. Конструкции таких мельниц весьма разнообразны в виду необходимости специального приспособления их к особым условиям размола и сырья, вследствие чего их трудно классифицировать с точки зрения одних лишь размеров продукции. В общем они измельчают материал не только прямым давлением, но также истиранием, т. е. срезыванием и разрывом волокон. Мельницы системы Гунтингтона, Гриффина, Бадлея, кольцевые мельницы „Максекон“ и Стуртеванта, а также мельницы Фуллер-Легай, Кента и Раймонда принадлежат к этому классу.

*Кольцевая мельница Стуртеванта.*¹ Как было указано, в случае необходимости очень тонкого измельчения или получения пылевидного продукта малые дробильные валки, тесно сближенные друг с другом, не экономичны. Для этого случая сконструированы валки, которые быстро вращаются по внутренней поверхности кольца, несколько напоминая конический дробитель Гетса, или, наоборот, оси валков не перемещаются, а вращается наружная дробильная поверхность, вызывая одновременное вращение валков вокруг своих осей. Единственная машина этого последнего типа — кольцевая валковая машина Стуртеванта и схожая с ней мельница Кента (рис. 180). Кольцо В, имеющее вогнутую внутреннюю поверхность, вращается с относительно большой скоростью, а измельчаемый материал загружается в воронку Н, откуда по решетку S попадает между кольцом и одним из валков А. Эти валки имеют выгнутую поверхность и прижимаются к внешнему кольцу сильными пружинами, действующими при помощи коленчатых рычажных соединений. Материал дробится, проходя между валком и кольцом, а часть уже достаточно измельченного материала выбрасывается через выпускное отверстие. Центробежная сила удерживает боль-

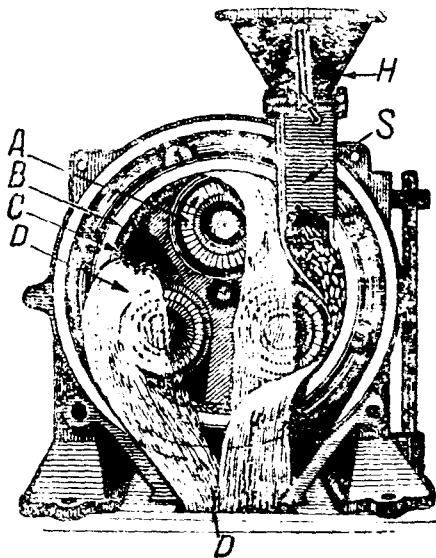


Рис. 180. Мельница Кента.

¹ В кольцевых мельницах давление между рабочими поверхностями достигается при помощи сильных пружин.

шую часть материала на кольцо С и подводит его под следующий валок. Таким образом материал движется по окружности, попадая последовательно под валки, пока, наконец, не будет вытеснен из мельницы поступающим извне свежим материалом. Продукт, превосходящий требуемые размеры, отсеивается в стоящем вне мельницы сепараторе, при чем крупные частицы возвращаются в нее для дальнейшего размола.

Мельница системы Фуллер-Легай. Мельница системы Фуллер-Легай может быть охарактеризована как центробежная валковая мельница, в которой валки заменены шарами, сидящими в специальных лунках. Рабочими органами мельницы являются четыре шара значительного диаметра, которые катятся с большой скоростью по внутренней поверхности дробильного кольца. Материал вводится через питательную воронку при помощи шнека, установленного на верхней части корпуса мельницы, в цен-

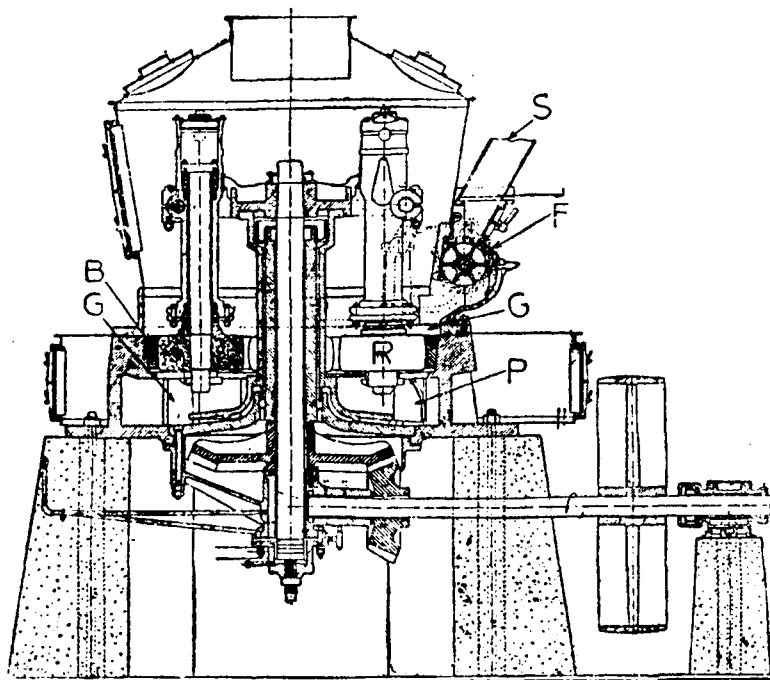


Рис. 181. Мельница Раймонда.

тральную часть корпуса и оттуда выбрасывается по направлению к кольцу движением шаров и вращающихся лопастей (толкачей). Приделанный к вращающемуся кожуху целый ряд лопастей подымает мелко измельченный материал и бросает его в сито, помещенное непосредственно над лопастями. Достаточно мелкий продукт проходит сквозь сито, в то время как более грубый падает обратно в рабочую камеру и снова увлекается в промежуток между шарами и кольцом. Тонкость измельчения материала в значительной мере зависит от скорости питания мельницы материалом и тонкости сита. Если мельница хорошо отрегулирована, то ею можно пользоваться для очень тонкого измельчения. Она в большом употреблении для размола угля для топок на пылевидном угле и для размола цемента.

Мельница Раймонда. Мельница валкового типа системы Раймонда изображена на рис. 181. Она пользуется большим успехом из-за превосходно разработанных механических деталей, делающих ее совершенным измельчающим агрегатом, а также в виду удачного применения системы воздушной сепарации. Материал поступает в мельницу через приемник S (рис. 181)

с определенной скоростью, регулируемой подающим приспособлением F , сконструированным по принципу тарировочного барабана. Материал размалывается в мельнице между валками R и кольцом B . Валки особым образом подвешены к крестовине, которая приводится в движение вертикальным валом, в свою очередь приводимым во вращение трансмиссионным валом при посредстве конической передачи, при чем под влиянием центробежной силы возникает нажатие валков на внутреннюю вертикальную поверхность неподвижного кольца, вследствие чего и измельчается материал, находящийся между валками и кольцом. Эти мельницы строятся с двумя и даже пятью валками, в зависимости от желаемой производительности. Материал, проваливающийся между валками и кольцом, забирается сошником P и бросается обратно в рабочее дробильное пространство. Воздух вводится через каналы G , подхватывает мелко измельченный продукт и уносит его через слегка конический кожух, окружающий валки и крестовины. Здесь скорость воздуха несколько падает, позволяя более крупным частицам снова падать в пространство между валками и кольцами, между тем как тонко измельченный продукт уносится вентилятором по касательной в головку циклона. Это движение по касательной вместе с уменьшением скорости, вызванным увеличением поперечного сечения, выбрасывает в сторону тонко измельченный продукт, который по наклонной направляющей течет в циклон, на дне которого и оседает. Воздух, освобожденный таким образом от пыли, возвращается к основанию мельницы, где снова подхватывает измельченный продукт и повторяет цикл своего обращения.

Существует две конструкции валковой мельницы Раймонда, — так называемые „высокий тип“ и „низкий тип“. Низкий тип мы только что разобрали. Высокий же отличается от низкого тем, что имеет между валками и вентилятором сепаратор (рис. 182).

Воздух, насыщенный измельченным материалом, проходит в этот сепаратор между внутренним и наружным конусами. Вверху этих опрокинутых узким концом концентрических конусов воздух проходит в объемистый внутренний конус сквозь отверстия (жалюзи), расположенные по окружности в основании конусов. Жалюзи можно устраивать под различными углами, так что вихревое касательное движение, сообщаемое воздуху, может быть изменено по желанию. В этом внутреннем конусе происходит отделительное действие наподобие того, которое мы описали, когда говорили о циклоне. Чем ближе к направлению касательной происходит движение насыщенного пылью воздуха при его входе в сепаратор, тем мельче будет продукт, уносимый воздухом внутрь прибора. Более крупный материал оседает на дне внутреннего конуса и вновь поступает в мельницу через трубки, прикрепленные к его днищу. Воздух, унося с собой лишь самые мелкие частицы, проходит через вентилятор и освобождается от тончайших частиц измельченного продукта в циклоне.

Как видно, воздух в мельнице Раймонда используется неоднократно. Но некоторое количество воздуха неизбежно поступает в мельницу вместе с загружаемым материалом, и его приходится отводить через маленькую трубку, ответвляющуюся от трубы, по которой течет возвращающийся после цикла воздух. Продукт, содержащийся в этом избыточном воздухе, извлекается посредством мешечных фильтров.

Питатель мельницы Раймонда, показанной на рис. 181, состоит из воронки, под которой проходит гофрированный валок. Скорость этого

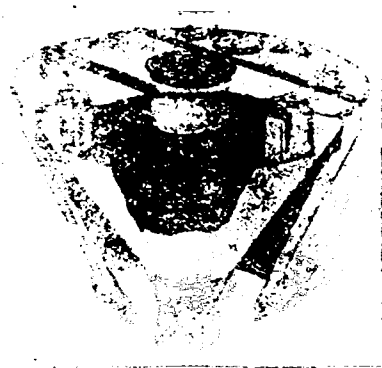


Рис. 182. Сепаратор Раймонда.

гофрированного вала регулируется в самых широких размерах системой зубчатых передач. Все управление работой мельницы сосредоточено в регулировании фидерного приспособления и жалюзи сепаратора.

Мельница Раймонда непригодна для измельчения твердых абразивных материалов, в виду неизбежного, весьма быстрого износа рабочих органов, но весьма подходит для такого рода материалов, как литопон, фосфаты, бариты, известняки и пр. Она не подходит для измельчения влажных материалов или таких, которые делаются мягкими при нагревании. Так, например, асфальт и твердая смола не могут быть измельчены в этой мельнице без предшествующей циркуляции воздуха и пропуска его целиком через мешечные фильтры.

Мельница Раймонда относится к группе машин известных под наименованием „пульверизаторы“.

Это один из лучших пульверизаторов: он измельчает материал размером от 6—7 мм и доводит его по степени измельчения, позволяющей проходить через сито 200 меш. Мельница с 5-ю вальками, требующая для своего движения 50 л. с. и 40 л. с. для вентилятора, дает в час около 5 тонн готового продукта, при чем 90% его проходит сквозь вышеупомянутое сито.

За исключением того случая, когда подлежащий измельчению материал принадлежит к числу абразивных, содержание мельницы обходится дешево, хотя она и работает при больших окружных скоростях и употребляется для мелкого размола; сравнительно со степенью измельчения, получаемой при размоле на этой мельнице, расход энергии относительно невелик.

Прочие типы. Существует целый ряд мельниц, похожих по своему устройству на мельницу Раймонда, как, например, мельница Брадлея, Гриффина или Гунтингтона. Мельница Гриффина имеет всего один вращающийся валок, истирающий материал на внутренней поверхности дробильного кольца.

Жерновой постав. Процесс размола на жерновом поставе совершается при посредстве двух плоских, круглых и весьма твердых камней, носящих название жерновов. Верхний из этих камней (бегун) приводится во вращение, в то время как нижний, на котором он лежит (лежняк), находится в покое. Работа измельчения зависит от веса бегуна, который давлением своего веса на нижний камень создает силу трения, необходимую для измельчения находящегося между жерновами материала.

Чтобы усилить эффект размола, на жерновах высекаются бороздки, глубиной от 5—6 мм, направленные на каждом из камней в противоположные стороны. Эти бороздки служат одновременно каналами, по которым продвигается к выходу продукт и подается холодный воздух к горячему от создающегося трения продукту. Рабочая поверхность жернова делится на ряд концентрических поясов, из которых внешний служит для окончательного размола (мельющий пояс). Ближайшие к центру пояса (называемые глотком) служат для предварительного размола продукта и подвода его к мельющему поясу. Поступление материала происходит через внутреннее отверстие (глазок), после чего он центробежной силой отбрасывается по бороздкам к внешнему краю жернова; в стенках глазка укреплен так называемая параплита, посаженная на вертикальный вал и служащая для передачи движения бегуну. Вертикальный вал опирается на подпятник, укрепленный в нижней части станины, и приводится во вращение зубчатой конической передачей от горизонтального трансмиссионного вала, на котором насажены рабочий и холостой шкивы, или же непосредственно ременными шкивами, один из которых устанавливается на вертикальном валу.

Жерновой постав довольно широко применяется в красильной промышленности, где желательно получить очень тонко измельченный материал и где измельчение тесно связано со смешиванием и истиранием. Степень

измельчения зависит в этих мельницах от скорости питания материалом, от расстояния между обоими жерновами, от глубины бороздок и т. д. Если приходится измельчать на таких мельницах абразивные материалы, то каменные жернова заменяются наждачными. Такие мельницы имеют сравнительно незначительную производительность и требуют большого расхода энергии на тонну продукции.

Мельницы молоткового типа и дезинтеграторы. При необходимости измельчить волокнистый или хрупкий материал (при истирании от нагрева делается мягким), следует пользоваться машинами, действующими разрывом или внезапным ударом. Принцип, применяемый в этом типе дробильных машин, состоит в том, что удары наносятся по материалу, как бы взвешенному в воздухе, наподобие удара лаптой по летящему в воздухе мячу. Быстрота, с которой производится удар, препятствует налипанию или задерживанию отдельных частиц на рабочем органе, при чем действие удара сводится в основном к срыванию отдельных волокон в раздробляемом куске.

Эта характерная особенность ударных измельчающих машин дает возможность применять их как для хрупкого, так и для волокнистого материала. Изображенная на рис. 183 молотковая мельница Джеффрея представляет один из видов таких машин, при чем рабочим органом в ней служат шарнирно укрепленные молотки (билы). В данном случае молотки подвешены к насаженному на вал диску, вращающемуся с весьма высоким числом оборотов. При работе машины без загрузки молотки, не встречая

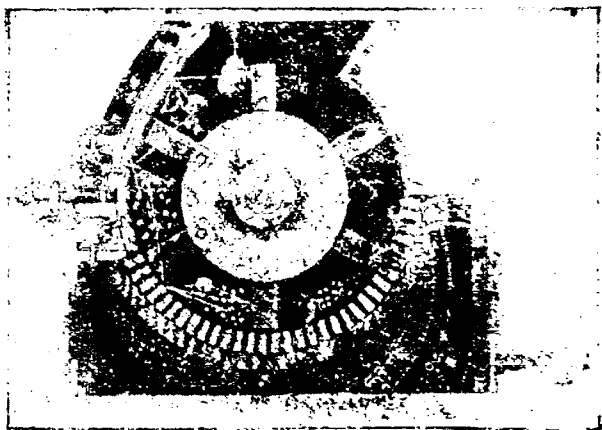


Рис. 183. Молотковая мельница Джеффрея.

сопротивления, принимают под влиянием центробежной силы радиальное направление от центра к периферии. Встречая кусок материала или постороннее, особенно твердое тело, молотки раздробляют их или же отклоняются в сторону, благодаря имеющемуся шарнирному соединению, что и предохраняет их от поломки. Внутренняя часть машины выложена броневыми плитами, а в нижней ее части находится решетка с конусообразными отверстиями, обращенными широкой стороной вниз, через которые и выходит материал по мере его измельчения. Такого рода машины, носящие иногда название дезинтеграторов, применяются для измельчения волокнистого материала, коры, древесных стружек, а также глины, сланцев, ракушек и кости.

В керамической технике под наименованием „дезинтегратор“¹ чаще всего понимают особый вид машины, измельчающей материал действием удара своих рабочих органов и носящей своеобразное название „беличья клетка“. Эта машина состоит из нескольких (4, 6 или 8) вставленных один внутри другого и вращающихся в разные стороны барабанов, боковые поверхности которых состоят из дисков и колец, при чем образующими внешней цилиндрической поверхности являются стальные штампы, накрепко заделанные в соответствующие диски и боковые кольцеобразные полосы. Внутренние (первый, третий и пятый) барабаны обра-

¹ В нашем переводе дополнено и переработано. Детальное описание см. в упомянутой выше монографии *Blanc-Eckard'a*.

зуют одно целое и укреплены на одном из валов при помощи втулки. Равным образом второй, четвертый и шестой барабаны также представляют одно целое и укреплены на другом самостоятельном валу. Центральные линии обоих валов должны при правильном монтаже абсолютно точно совпадать. Вращение каждого из валов происходит при помощи отдельного шкива, при чем вращение их производится в обратные стороны. Раздраблываемый материал вводится при помощи питательной воронки, прикрепленной к кожуху, во внутренний (первый) барабан, имеющий наибольшие расстояния между штифтами, и затем центробежной силой выбрасывается в следующий, при чем куски материала, попадающие между штифтами, дробятся и после измельчения отбрасываются далее в следующие барабаны, пока, наконец, не будут измельчены до размера, соответствующего расстоянию между штифтами наружного барабана, после чего материал выходит наружу через соответствующее отверстие в станине.

Аппарат окружен металлическим кожухом, непроницаемым для пыли, но легко разбираемым при надобности для очистки и ремонта рабочих деталей. Барабаны, работающие в разных направлениях (четные и нечетные), могут быть выдвигаемы одни из других при помощи специального винта, передвигающего подшипники одного барабана вдоль станины, где они укреплены в пазах, устроенных наподобие ласточкина хвоста. Такая мельница превосходна для материала, не требующего большой механической силы для измельчения и в то же время более влажного и вязкого, чем это допускается для размолв в машинах иного типа.

ОБЩИЕ СООБРАЖЕНИЯ ДЛЯ ВЫБОРА И РАСПОЛОЖЕНИЯ ОБОРУДОВАНИЯ

Полезно свести воедино главнейшие условия, которые надлежит иметь в виду при выборе и расположении дробильного оборудования. Это окажется полезным в целях уменьшения расходов по уходу и ремонту, получения возможно более доброкачественного и однородного продукта и избежания неполадок и нарушения непрерывности производства. Не следует также пренебрегать теми специальными местными требованиями, от которых часто зависит индивидуальное решение той или другой проблемы.

1. *Регулировка и контроль работы.* Оборудование должно регулироваться так, чтобы возможно было без труда видоизменять размер получаемого продукта в разумных пределах; при этом необходимо, чтобы раз достигнутая желаемая степень измельчения оставалась при дальнейшей работе мельницы постоянной.

2. *Автоматическое питание.* Скорость питания должна поддерживаться одинаковой, что легко достигается автоматический подачей. Это приносит двоякую выгоду: во-первых, содействует однообразию размеров продукта, во-вторых, обеспечивает бесперебойность работы мельницы при максимальной ее производительности. Питательная установка должна быть снабжена объемистой воронкой или бункером, которые служат одновременно запасным резервуаром для урегулирования колебаний в работе мельницы. Обычно считают полезным иметь агрегат, состоящий из ряда машин, имеющих каждая свое индивидуальное питание и свой запас сырья.

3. *Постепенное изменение калибра (тонина) продукта.* При проектировании дробильной установки лучше всего предусмотреть осуществление измельчения последовательными операциями, не делая при этом резких переходов в калибре промежуточной продукции. Как было указано при рассмотрении валков, лучше всего, если степень измельчения принимается не больше 4:1, а если позволяет общий тоннаж подлежащего размолу материала, — то и меньше.

4. *Замкнутый круговой процесс.* Никогда не следует упускать из виду возможность применения этого метода работы.

5. *Вспомогательное оборудование.* В ряде случаев необходимо вспомогательное оборудование, как-то: элеваторы, конвейеры, сита и т. д., с некоторой избыточной производительностью. Во многих дробильных и помольных предприятиях узкими местами производства являются не сами дробители или мельницы, а емкость элеватора, конвейера или сит. Часто при замкнутом круговом процессе количество продукта, еще не достигшего желаемой степени измельчения, оказывается превосходящим емкость вспомогательного оборудования. В общем, имея все это в виду, следует при замкнутом круговом процессе принять увеличенную пропускную способность вспомогательного оборудования, с учетом того, что часть продукции не достигнет предусмотренной процессом тонкости измельчения и поэтому будет возвращена с контрольного сита обратно в дробильную аппаратуру. В зависимости от условий процесса это увеличение пропускной способности может выразиться в 3 и более раз против предусмотренной нормальной производительности.¹

ГЛАВА XVIII

МЕХАНИЧЕСКОЕ РАЗДЕЛЕНИЕ

РАЗДЕЛ I. РАЗЪЕДИНЕНИЕ ЧАСТИЦ ТВЕРДОГО ВЕЩЕСТВА ПРИ ПОМОЩИ ОТСЕИВАНИЯ

Необходимость в пропуске через сито или сепаратор измельченного вещества возникает при выполнении одной из следующих задач: или когда требуется разделить данную массу относительно однородного вещества, состоящего из различных по величине кусков, зерен или пылевидных частиц на ряд фракций, в каждой из которых все отдельные частицы были бы приблизительно одинакового размера, или когда требуется разделить массу, состоящую из двух и более субстанций, таким образом на части, чтобы каждая часть содержала по возможности лишь одну из этих субстанций. Редко удается разрешить обе задачи одной операцией.

Очевидно, что для того чтобы произвести разделение каких-либо двух веществ, необходимо в их индивидуальных частицах, составляющих массу вещества, найти или вызвать такие присущие им свойства, которыми частица одного вещества отличалась бы от частиц другого. Такими основными свойствами или условиями, которыми обычно пользуются при разделении, являются:

А. Размеры частиц, обуславливающие:

- 1) возможность прохождения через определенные отверстия,
- 2) наличие трения при прохождении через сопротивляющуюся среду.

Б. Плотность, которая может быть:

- 1) истинным удельным весом,
- 2) кажущимся удельным весом, существующим лишь в течение короткого времени.

В. Прочие свойства:

- 1) магнетизм,
- 2) электропроводность.

А—1. Сита и грохоты

Введение. В этих аппаратах отсеивание происходит путем предоставления материалу возможности проходить или же, наоборот, не проходить через отверстия определенных размеров. В том случае, если от-

¹ Подробности см. *E. C. Blanc*, „Technologie der Brecher, Mühlen und Siebvorrichtungen“. Verlag von J. Springer, Berlin 1928.

верстия превышают 8—9 мм, принято обозначать крупность частиц по линейному размеру наибольшей частицы или куска, который еще может пройти через горизонтально расположенный грохот.

При поставке дробленого камня для постройки дорог и бетонных работ принято обозначать размеры отдельных кусков по диаметру мерного кольца, сквозь которое они проходят. Если отверстия были меньше 8—9 мм, то прежде было принято обозначать размеры количеством отверстий, приходившихся на погонный дюйм. Такое определение было крайне неточно, так как во всякой сетке, содержащей определенное количество отверстий, приходящихся на единицу длины, действительная величина отверстия зависит от диаметров проволоки. В виду царившей в этом отношении в течение многих лет путаницы, Бюро Стандартов Соединенных Штатов, совместно с некоторыми потребителями и фабрикантами сит и грохотов, постановило принять за основание при производстве сит проволоку диаметром в 0,0021 дюйма. Если соткать из такой проволоки сетку, в которой на один погонный дюйм приходится 200 отверстий, то величина каждого отверстия будет 0,0029 дюйма (0,0737 мм). Отношения размеров других сит, образующих соответствующую серию, конечно, зависят от нашего выбора. Вполне рациональная шкала для сит несколько лет тому назад была предложена Риттингером, а именно: по его определению, величина отверстия какого-либо сита в серии должна быть вдвое больше отверстия предыдущего в серии сита. Отношение линейных размеров, необходимое для образования такого отношения площадей, будет поэтому $\sqrt{2}$ или 1,414. По этому плану фирмой В. С. Тайлер и К^о в Кливленде, в штате Огайо, был изготовлен полный комплект сит. Размер проволоки для ситовой сетки выбирался таким образом, что отношения вышеуказанных отверстий образуют относительно равномерную серию сит. Если предъявляется требование на более точную классификацию для более мелкого материала, то принято пользоваться для сит, имеющих больше 65 отверстий на погонный дюйм отношением для площадей в $\sqrt[4]{2}$ или для линейных размеров в 1,189.

Отсеивание частиц различных размеров при помощи сит или грохотов затрудняется двумя факторами, увеличивающимися по мере того, как частицы делаются мельче. Первый из них — *сцепление* частиц между собою, вызывающее унос мелких частиц вместе с более крупными, или же образование вследствие сцепления из нескольких мелких частиц одной большего размера, что делает невозможным отсеивание. Другим фактором является *прилипание* частиц к сетке грохота, вследствие чего происходит уменьшение размеров отверстий или же полное их закупоривание. В хорошо действующей системе сит, следовательно, должны быть по возможности приняты меры, направленные против этих двух обстоятельств. Так как в порошкообразном материале как сцепление, так и прилипание являются функциями его влажности, то ясно, что для легкого отсеивания вещества должно быть или совершенно сухим или разбавлено избытком воды. Дальнейшим затруднением, с которым мы сталкиваемся при очень точном отсеивании, оказывается усилие проволоки раздвинуться, что вызывает увеличение одних отверстий за счет сжатия других. Этот недостаток в значительной мере устраним при хорошей выделке сит и употреблении добавочного сита поверх контрольного тонкого сита для защиты от действия ударов падающих больших кусков или частиц. Счевидно, что материал, подвергаемый отсеиванию, должен поддерживаться в постоянном движении; рациональное отсеивание может быть осуществлено лишь при условии предоставления отдельным частицам возможности прохождения сита по различным друг от друга путям. При приведении материала в движение следует следить за тем, чтобы более мелкие частицы получали движение по направлению к отверстиям,

а не от них. Несоблюдение этого принципа создает плохую работу даже хорошо сконструированных приборов для отсеивания, делая их весьма мало производительными.

Грохот. Самым простым прибором для отсеивания является решетчатая или снабженная отверстиями поверхность, поставленная под углом, несколько превышающим угол естественного откоса материала, подлежащего отсеиванию. По этой наклонной поверхности материал движется под влиянием силы тяжести, при чем более мелкие частицы проваливаются, а большие проходят поверх отверстий. Такой прибор легко может быть изготовлен из тяжелых клинообразных железных полос, отделяемых брусками и скрепленных болтами; таким образом образуется рама, известная в обиходе под именем грохота. Клинообразные полосы устанавливаются острым углом книзу, и таким образом узкая часть щелей оказывается наверху, чем облегчается их прохождение при просеве. Такой рамой пользуются для отсеивания угля и щебня, и, если рама сделана из толстой проволоки, — ее употребляют для ручного отсеивания песка и гравия. Такой тип аппарата для отсеивания можно рекомендовать, когда не требуется особой точности и когда в первую очередь важна дешевизна конструкции и ее содержания. В дальнейшем будет показано, что угол наклона грохота такого типа является основным условием для определения величины частиц, проходящих сквозь грохот.

Если требуется осуществить таким прибором более совершенное грохочение, то грохоту придается уклон меньше угла естественного откоса, и просеиваемый материал проталкивается вдоль грохота движением, сообщаемым последнему извне. Это движение может быть:

- а) вращательным,
- б) волчкообразным,
- в) возвратно-поступательным.

Вращающиеся грохоты. Во вращающемся грохоте, или так называемом барабанном (рис. 184), отсеивающая поверхность состоит или из проволочной сетки, или из железных полос и представляет собою длинный цилиндр с валом и радиальными спицами; так называемый роликовый тип грохота характеризуется отсутствием сквозного вала и наличием специальных опорных роликов с опирающимся на них бандажом. Отверстия в стенках барабана распределяются в соответствующем порядке в зависимости от их размеров, или же цилиндр разбивается на отдельные звенья, при чем каждое звено имеет отверстия определенного размера, так что просеянный материал может быть отсортирован по соответствующей величине отдельных зерен. Скорость вращения и угол наклона выбраны так, что материал движется равномерно от загрузочного к разгрузочному концу.

Производительность такого грохота зависит от целого ряда условий. Во-первых, при прохождении больших кусков в загрузочной или узкой части грохота расширяются отверстия в сите, и проталкиваются через небольшие отверстия куски, превышающие их размеры. Во-вторых, подвергая тонкий грохот ударам тяжелых кусков, мы значительно сокращаем его долговечность. В-третьих, при вращении загруженного материала более тяжелые куски отбрасываются к нижней части цилиндра, при чем это обстоятельство как-раз противоречит условию, необходимому для обес-

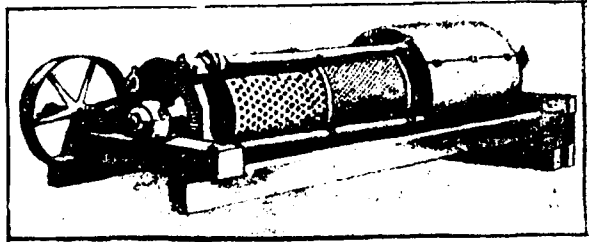


Рис. 184. Сито (вращающийся грохот).

печения свободного прохода более мелких кусков через отверстия. В-четвертых, большая часть поверхности грохота не участвует в работе, когда он находится в действии. Первые два неблагоприятные обстоятельства устраняются тем, что вместо одного цилиндра устанавливаются концентрически несколько цилиндров подряд с последовательным возрастанием тонкости отверстий, при чем сито с наибольшими отверстиями устанавливается во внутреннем цилиндре. То, что проходит сквозь сито первого цилиндра, составляет загрузку второго, а то, что остается в нем, не будучи в состоянии пройти сквозь его сито, отсеивается в соответствующий бункер. Такое устройство дает возможность получить более компактную установку в виду размещения отдельных грохотов концентрически один в другом. При этом наибольшие куски материала отсортировываются в центральном грохоте, а каждый последующий пропускает все более и более тонкий материал. При желании производить грохочение мокрым способом или промывать грубый материал, как это практикуется при добыче богатых фосфором руд, вода вводится в грохот через отверстия в полом валу. Для уменьшения давления на подшипники

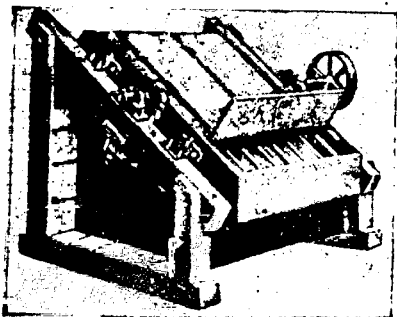


Рис. 185. Грохот с возвратно-поступательным (толчкообразным) движением.

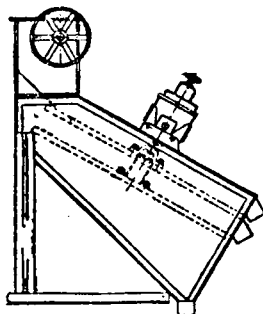


Рис. 186. Грохот Гуммера.

вращательные грохота часто монтируются со сквозным горизонтальным валом, а отсеивающая поверхность делается конической или пирамидальной формы вместо цилиндрической.

В и б р и р у ю щ и е грохоты. Несмотря на наличие весьма большого разнообразия в типах грохотов (при чем в некоторых из них для очистки от-

верстий и продвижения загруженного материала применяется кроме вращательного, также и возвратно-поступательное движение), тем не менее можно ограничиться рассмотрением всего лишь нескольких наиболее характерных типов. Успешность работы всякого вибрирующего грохота зависит от степени его чистоты, т. е. незасоренности отверстий. Этого можно достичь скорее всего быстрой и резкой вибрацией и лишь отчасти обычными методами, применяемыми для продвижения загружаемого материала по отсеивающей поверхности, как, например, простым встряхиванием.

Ударный грохот типа Colorado Iron Works Co. (рис. 185) состоит из основной рамы, в которой укреплена в деревянной вибрирующей оправе отсеивающая поверхность. Она подвешена на двух эллиптических пружинах, которые прижимают ее к четырем регулируемым предохранительным упорам. Движение этой вибрирующей раме сообщается посредством особого храпового механизма, закрепленного на вращающемся валу. Назначение этого механизма состоит в том, чтобы прижимать вибрирующую раму резкими толчками к пружинам, которые, лишь только зубчатые кулаки храпового механизма отпустят раму, подбрасывают ее вверх и в сторону. Этим движением достигается, с одной стороны, очистка отверстий от заполняющего их материала, а с другой — непрерывное поступательное движение материала. Амплитуда колебания сита и наклон рамы могут быть изменены, и весь прибор легко приспособлен к мокрой отсортировке. Движение под прямым углом к отсеивающей поверхности имеет в том отношении большую выгоду, что при отбрасывании кверху

более тяжелых частиц освобождается место для мелких частиц, получающих возможность вступать в непосредственный контакт с отверстиями, через которые им надлежит пройти.

В электрическом грохоте Гуммера (рис. 186), изготовляемом фирмой W. S. Tayler Company, мегаллической сетке сообщается быстрая вибрация посредством особого механизма, который поднимает раму с сеткой при помощи электромагнита и отбрасывает ее обратно действием системы пружин. Электромагнит питается переменным током в 15 периодов, возбуждаемым специальным генератором, которым оборудован такой грохот. Скорость вибрации регулируется подтягиванием или опусканием пружин, изменяющих длину хода рамы. Этим грохотом достигается быстрое и очень производительное отсеивание.

В вибрационном грохоте Джеффрея, изготовляемом фирмой Jeffrey Mfg. Co., Columbus, Ohio, рама решета приводится в сотрясение ударным движением, вызываемым двумя эксцентриками, связанными с соответствующими фасонными кулаками. Всей отсеивающей по поверхности сообщается движение, достаточное для содержания отверстий в чистоте и продвижения загрузки к нижнему концу грохота.

Как и в других грохотах подобного типа, раме с решетом придан угол наклона несколько меньше угла откоса отсеиваемого материала, для того чтобы вместе со „сходом“ не терялось чрезмерного количества мелочи.

Грохот типа Newaugo (рис. 187) фирмы Sturtevant Mill Co. в Бостоне представляет собою наклонный вибрационный грохот, состоящий из жесткой стальной рамы, к которой при помощи спиральных пружин прикреплена отсеивающая поверхность, представляющая собой металлическую сетку. Последняя приводится в состояние быстрой вибрации ударами легких молотков, находящихся вне грохота; эти удары передаются на внешнюю поверхность решета через посредство надежно укрепленных в раме деревянных упоров.

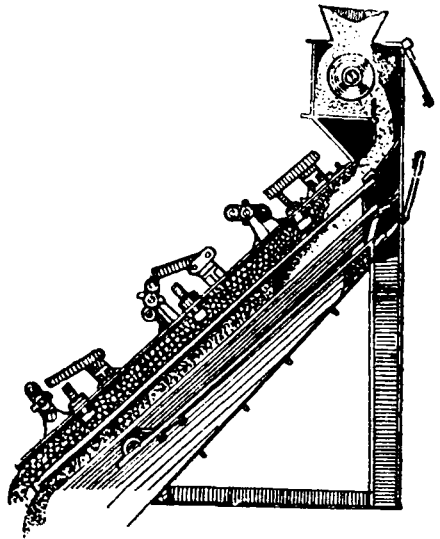


Рис. 187. Грохот системы Newaugo.

Конструкция допускает одно, два или три решета, увеличивая таким образом возможность получения большого числа подразделений продукции. Вообще рекомендуется предохранять тонкую поверхность решета натяжением поверх ее второго, более грубого сита, задерживающего попадающиеся в просеиваемом материале тяжелые куски. Это предохранительное сито в значительной степени поддерживает долговечность рабочего (контрольного) сита, защищая его от износа трением и предотвращая разрыв отдельных ситовых отверстий.

А—2. Разделение частиц вследствие неодинаковости силы трения, действующей на частицы, различающиеся по размерам, но обладающие одним и тем же удельным весом

Для выяснения принципов, лежащих в основе этого метода сортировки, необходимо изучить природу сил трения и законы, которым подчиняются силы, стремящиеся воспрепятствовать движению твердого тела сквозь жидкую среду.

Вязкое сопротивление. Если твердое тело движется сквозь жидкость настолько медленно, что последняя обтекает тело плавными струями, то оно подвергается действию задерживающей силы трения, пропорциональной скорости тела относительно этой жидкости и вязкости последней. Для небольшой гладкой сферы эта задерживающая сила выражается, как может быть доказано,¹ следующей формулой:

$$F = 3\pi D\mu V,$$

где F — задерживающая сила трения, D — диаметр частицы, V — ее относительная скорость, μ — коэффициент вязкости жидкости.

Следует заметить, что это „вязкое сопротивление“ прямо пропорционально первым степеням диаметра и скорости.

Вихревое сопротивление. Если скорость частицы делается настолько большой, что жидкость приводится в вихревое движение, то вызываемое вязкостью жидкости сопротивление, хотя бы и существующее в некоторой незначительной степени, делается ничтожно малым по сравнению с другим сопротивлением, а именно — динамическим давлением, возникающим в жидкости и стремящимся противодействовать быстрому движению сквозь нее. Это „вихревое“ сопротивление пропорционально квадрату скорости, и оно обнаруживается лишь при достижении движущимся телом некоторой критической скорости. Как правило, может быть установлено, что тело, движущееся в жидкости, заимствует в этой среде ту форму движения, которая при данной скорости оказывает наибольшее сопротивление прохождению тела через нее. В таком случае критической скоростью будет та скорость, при которой вязкое сопротивление как раз равно вихревому сопротивлению. Для скоростей, непосредственно близких к критической скорости, не применим ни один из указанных законов, но при скоростях больших можно надежно применять законы вихревого сопротивления, а при скоростях, не достигающих критической, — закон вязкого сопротивления.

Для большинства материалов при движении в воде критическую скорость можно принять в 4 см/сек., отвечающую скорости осаждения частиц меньше 0,2 мм в диаметре. Из таких мелких частиц обычно состоит шлак металлургических заводов, который бывает очень трудно отделить методами осаждения также и по той причине, что, как было указано, составляющие его частицы находятся под влиянием различного вида закономерностей. Дальнейшее рассмотрение будет относиться только к вихревому сопротивлению, как имеющему место в большинстве случаев осадительных процессов.

Вычисление сопротивления этого типа слишком сложно, чтобы рассмотреть его здесь. Для плоской пластинки, движущейся по направлению нормали к ее поверхности, теоретическая величина сопротивления может быть выражена формулой²

$$F = 2Aw \frac{sV^2}{2g},$$

где A — площадь поперечного сечения, s — удельный вес жидкой среды, w — вес единицы объема воды.

Интересно отметить, что точно так же выражается сила, с которой действует на закрепленную пластинку струя воды поперечного сечения A и скорости V .

Так как вода, обогнув края поверхности, создает уравновешивающее давление на пластинку с задней стороны поверхности, то на практике

¹ Kirchhoff, „Vorlesungen über Mathematische Physik“. R. G. Teubner, Leipzig (1897).

² Lamb, Hydrodynamics of Fluids. 3 Ed., Cambridge Univ. Press (1906).

коэффициент скорости никогда не достигает теоретической величины 2, хотя величины около 1,86 наблюдались на практике. Для тел приблизительно сферической формы коэффициент определен от ,44 до 0,58, так что в среднем можно принять его равным 0,5. Тогда для частицы сферической формы, движущейся в жидкости:

$$F = \frac{(0,5) \frac{(\pi D^2)}{4} (62,3) sV^2}{2g} = 0,38 D^2 V^2 s^{-1}$$

[В этой формуле и последующих сохранена размерность величин, принятая в оригинале, т. е. в фунтах, секундах, футах].

Рассмотрим теперь твердую частицу в жидкой среде. Если в какой-либо момент сила, заставляющая частицу двигаться, превзойдет сопротивление, вызываемое трением, то избыточная часть этой силы будет ускорять движение частицы (по закону: несбалансированная или остаточная сила = массе \times на ускорение), пока таковая не приобретет постоянной скорости, при которой сопротивление как-раз уравновешивает движущую силу. Если же, с другой стороны, сопротивление, вызываемое трением, окажется больше движущей силы, то частице будет придано отрицательное ускорение, и движение ее замедлится до некоторой постоянной скорости. Во всяком случае, частица определенного размера и веса, свободно падая в жидкости, быстро приобретает постоянную скорость „свободного осаждения“, величина которой имеет большое значение. Она может быть легко найдена из уравнения силы трения и прочих сил, действующих на тело, так как в результате они должны дать равномерное движение.

Вес есть движущая сила, пр ложенная к свободно падающему телу. Пользуясь прежними обозначениями, получаем для сферической частицы:

$$F_g = \frac{\pi D^3 w S}{6},$$

где S — удельный вес твердого вещества.

Во всякой жидкости, однако, тело всплывает с силой, равной весу вытесняемой жидкости.

$$F_b = \frac{\pi D^3 w s}{6},$$

где s — удельный вес жидкости.

Результирующая сила или „остаточный вес“ получится от вычитания:

$$F_r = \frac{\pi D^3 w (S - s)}{6} = 32,6 D^3 (S - s).$$

Приравняв это сопротивлению трения, полученному для сферы,

$$F_r = F_t = 32,6 D^3 (S - s) = 0,38 D^2 V^2 s.$$

и решая уравнение, получаем:

$$V = 9,3 \sqrt{\frac{D(S - s)}{s}}.$$

Для частиц *неправильной* формы:

$$V = k \sqrt{\frac{D(S - s)}{s}},$$

где k приблизительно равно 9.

Так как этот вывод является общим для любой текучей среды, то это же уравнение должно быть действительно как для воды, так и для воздуха.

Имея в виду, что по сравнению с S мы можем пренебречь s , можно написать

$$V_a = k_1 \sqrt{\frac{DS}{s}}$$

и вывести, что время, необходимое для прохождения при падении определенного расстояния, обратно пропорционально \sqrt{D} .

Приложения. Чтобы воспользоваться этим свойством для разделения порошкообразной массы на ряд классов по размерам отдельных частиц, можно применить систему, подобную изображенной на рис. 188.

Поток воды продвигает порошкообразный материал по узкому жолобу, ведущему в сравнительно глубокий бак. Бак так сконструирован, что вода имеет повсюду вполне равномерную и горизонтально направленную скорость. Более тяжелые частицы быстро опускаются в первое отделение бака, в то время как более мелкие частицы все дальше и дальше уносятся в горизонтальном направлении и попадают в следующие отделения, пока в конце концов не достигают дна бака. Самые легкие частицы уносятся из бака, прежде чем они успевают осесть.

Для того, чтобы разделение было эффективно, необходимо соблюдение ряда условий: расстояние „b“ должно быть велико по сравнению с „a“, иначе частицы, поступающие с

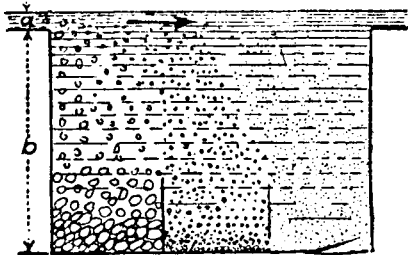


Рис. 188. Отстойный бак.

верхними слоями потока, попадут в более далекие отделения, чем частицы того же размера, но поступающие с нижними слоями струи; далее питание должно проходить плавно и без заметной скорости в каком-либо направлении; горизонтальный поток жидкости в баке должен быть непрерывным и вполне равномерным.

Очень часто этим методом (применяя в качестве среды воздух или воду) пользуются для разделения порошкообразного материала на два только класса, более мелкий из которых уносится за пределы бака,

а более грубый остается в нем. Так как V в формуле: $V = k\sqrt{D}$ обозначает относительную скорость среды и твердой частицы, то другим способом для получения такого разделения является использование течений в среде, движущихся со скоростью, несколько превосходящей скорость свободного падения наибольшей из частиц, которые желательны отделить. Тогда эти и более мелкие частицы будут унесены потоком, а более тяжелые плавно осядут.

Чаще всего этим методом отсортировки на два класса пользуются в соединении с дроблением и измельчением. Как было замечено при рассмотрении условий, обеспечивающих желательную степень измельчения, существенным для получения наилучших результатов оказывался бы такой метод сортировки, при котором частицы не задерживались бы на рабочих поверхностях дробителя, а выбрасывались из машины, лишь только достигнута требуемая степень измельчения. Во многих толчеях и камнедробилках это достигается пропусканием сквозь мельницу струи воды для удаления мелочи, согласно вышеразъясненным принципам. Решетами обычно пользуются во избежание уноса частиц, еще не достигших желаемой степени измельчения. Одним осаждением, однако, нельзя достичь хорошего отделения из-за вихревых потоков, вызываемых неправильностью поперечных сечений частиц и сотрясанием измельчающего механизма.

В различных типах пульверизаторов для достижения такого же отделения применяется также струя воздуха. И здесь иногда применяют сита, но из-за их легкой засоряемости часто предпочитают отделять более крупные частицы путем увеличения поперечного сечения воздушно-дувного

канала и уменьшения этим скорости настолько, что крупные частицы оказываются отделенными и возвращенными в мельницу, а легкие унесенными в большие осадочные камеры, мешковые фильтры и т. д.

Примером отсортировки при помощи решет может служить пульверизатор Фуллер-Легай (стр. 444). В машинах этого типа достаточно сильный напор воздуха получается от прикрепленных к главному валу четырех лопастей, которые постоянно выдувают мелкие частицы из рабочего пространства дробителя через мелкие решета, установленные вокруг верхней „сепарирующей“ части мельницы. Частицы — слишком большие, чтобы проходить сквозь эти решета, под своею тяжестью опускаются вниз на дробильные валки для дальнейшего размельчения.

На центробежной мельнице Раймонда (рис. 181) маятникового типа мы видим пример применения воздуха для отсеивания мелочи при самом ее образовании, как средство увеличения эффективного измельчения. Постоянный поток воздуха продувается между дробильными поверхностями в соответствии спроектированный сепаратор, расположенный непосредственно над мельницей. Диаметр раструба сепаратора быстро увеличивается, так что скорость струи воздуха уменьшается и позволяет более тяжелым частицам выпадать обратно, прямо в рабочее пространство мельницы. В верхней части сепаратора струя воздуха отбрасывается во внутренний конус, где происходило первоначальное отделение, при чем те частицы, которые не могут оставаться во взвешенном состоянии, падают вновь в мельницу. Такое дробильное устройство требует прекрасно действующего сепаратора, чтобы не выбрасывать продукцию из приемных камер; соответствующий механизм будет описан на стр. 466.

В обращении сейчас имеется целый ряд систем машин, не связанных с каким-либо измельчающим прибором, а построенных на основе разделения воздухом. Материал вдвигается сперва в узкую часть сепаратора с большой начальной скоростью. Поперечное сечение сепаратора затем быстро увеличивается с целью понижения скорости воздуха. Только те частицы, у которых при наименьшей скорости сила трения больше, чем вызываемое тяжестью частицы стремление падать вниз, выносятся из сепаратора в коллектор.

Б—1. Классификация частиц, основанная на различии в удельном весе

Классификация материала, состоящего из веществ с неодинаковыми удельными весами, составляет ныне отлично разработанную во всех деталях проблему большой и важной области металлургии. Как правило, руда или ценная часть минерала обладает удельным весом, отличным от такового неимеющей ценности части или пустой породы. И, казалось бы, что произвести соответствующее отделение различных частиц, воспользовавшись разностью в скорости падения сквозь сопротивляющуюся среду, применяя уравнение:

$$V = k \sqrt{\frac{D(S-s)}{s}}$$

где S различно для обеих составных частей породы, составляет задачу относительно простую. На самом же деле здесь встречаются затруднения тройного рода. Во-первых, размеры D для всех частиц данной партии, подвергаемой отсеиванию, должны быть по возможности одинаковы, а точное грохочение сырого материала, необходимое для этого, относительно дорого. Во-вторых, обыкновенно случается, что некоторый процент кусков дробится так, что получаются куски, хотя и более мелкие, но состоящие частью из минерала, а частью из пустой породы; удельный вес этих кусочков поэтому средний между удельными весами состав-

ных частей. В-третьих, некоторый процент сырой руды дробится так мелко, что не подчиняется больше нормальным законам падающего тела, образуя „частицы“, не поддающиеся отсеиванию на классы по соответствующим удельным весам.

Свободное осаждение. Из уже приведенных соотношений между линейными размерами и удельным весом частицы следует, что два тела различных размеров D и D_1 и различных удельных весов S и S_1 приобретают при падении в среде с удельным весом s одинаковые скорости, если удовлетворено обратное отношение:

$$\frac{D}{D_1} = \frac{S_1 - s}{S - s}. \quad (1)$$

Поэтому эти размеры представляют собой предельные значения, которые могут иметь два тела с удельными весами S и S_1 для осуществления отсеивания осаждением в посторонней среде. Пока отношение остается меньше вышеприведенного, наименьшие из частиц более тяжелого вещества приобретают большую конечную скорость, чем наибольшая частица более легкого вещества, и отсеивание оказывается возможным. Следовательно, если порошкообразная масса отсортирована на классы путем пропуска через ряд решет, каждый класс, оставшийся на решетке, может быть разделен на свои составные части осаждением, если отношение наибольшей частицы к наименьшей не больше, чем приведенное в уравнении (1). Однако очевидно, что чем ближе частицы друг к другу по своим размерам (при различном удельном весе), тем более равными окажутся силы трения, появляющиеся в них при падении, и тем больше, следовательно, будет у них разница в скоростях падения. Отношение размеров отверстий грубого решета к следующему за ним более тонкому называется шкалой сит и рассмотрена на стр. 450. Ясно, что подбор сит, которыми следует пользоваться, будет отличный для каждого рода веществ и определяется уравнением (1). Для практических целей, в случае употребления воды в качестве жидкой среды, мы можем его написать $\frac{S_1 - 1}{S - 1}$, а в случае воздуха оно переходит в $\frac{S_1}{S}$. Отсюда ясно, что если удельные веса не очень различны, шкала сит должна быть выбрана значительно уже для отсеивания в воздухе, чем для отсеивания в воде. Отношение диаметров кусков целого ряда минералов, имеющих одинаковые отношения скоростей падения или, говоря точнее, равные скорости свободного осаждения, определены Ричардсом.¹ Из ряда анализов кварца и свинцового блеска для зерен, диаметром от 2 до 0,5 мм, им выведено, что это отношение диаметров должно быть от 3 до 3,7. Вычисленное из уравнения (1) для этого случая отношение оказывается приблизительно равным 4, при удельных весах 2,65 и 7,5. Иногда бывает целесообразно пользоваться водою в качестве жидкой среды и тем не менее допустить, что s имеет значение больше единицы. Этого можно достигнуть, взвесив в воде такой мельчайший материал, что получаемая смесь не будет ничем отличаться от жидкости с удельным весом, существенно большим, чем у чистой воды. Однако этот способ еще не получил достаточно широкого применения и судить о его практической ценности трудно.

Так как кварц и свинцовый блеск резко отличаются друг от друга своими удельными весами, чем большинство других руд, то вообще нет надобности производить слишком точное грохочение, чтобы обеспечить удовлетворительное отсеивание их свободным осаждением. Затруднения этого метода заключаются в том, что если условия свободного осаждения (т. е. условия, при которых практически отсутствует всякое

¹ Trans. A. S. Inst. Min. Eng. 1894, 409.

взаимодействие между падающими частицами) должны быть созданы в каком-либо аппарате, то производительность данной отсеивающей аппаратуры для твердого вещества оказывается довольно малой сравнительно с ее объемом. По этим причинам на металлургических заводах в большом употреблении несколько измененная система отсеивания, известная как принудительное осаждение с агломерацией частиц.

Затрудненное осаждение. Несмотря на заметное различие в аппаратуре и деталях, существует целый ряд методов отсеивания, в основу которых положен один и тот же принцип „осаждения с перемешиванием.“ Он может быть охарактеризован как осаждение при условиях, заставляющих частицы сгущиваться и агломерировать друг с другом.

Всем разновидностям этого метода присущи в общем два главных достоинства: во-первых, увеличивается производительность отсеивающего приспособления, и, во-вторых, устанавливается новая шкала частиц, в которой отношение диаметров легких и тяжелых частиц, осаждающихся с одинаковой скоростью, часто бывает почти в два раза больше, чем раньше. Это делает возможным или более точное отсеивание частиц строго определенных размеров, или удвоительное отсеивание в более широких пределах размеров частиц. Совершенно очевидно, что постоянные столкновения и движения, которым частицы подвергаются в процессе затрудненного осаждения, предупреждают агломерацию мелких частиц, которые были бы таким образом отсеяны вместе с более крупными классами.

Гидравлический промыватель. Легкость отсеивания, достигнутая в процессе затрудненного осаждения, вызвана рядом причин, которые можно изучить при действии промывателя, самого простого и наиболее употребляемого из всех гидравлических сепараторов. На рис. 189 показаны разрезы одного отделения такого деревянного промывателя. Ныряло производит чрезвычайно быстрое движение вперед и назад, что заставляет воду постоянно проходить сквозь сито в обоих направлениях. Предположим, что загрузка состоит из частиц свинцового блеска (удельный вес 7,5) и кварца (уд. вес 2,65), которые нужно разбить на четыре класса.

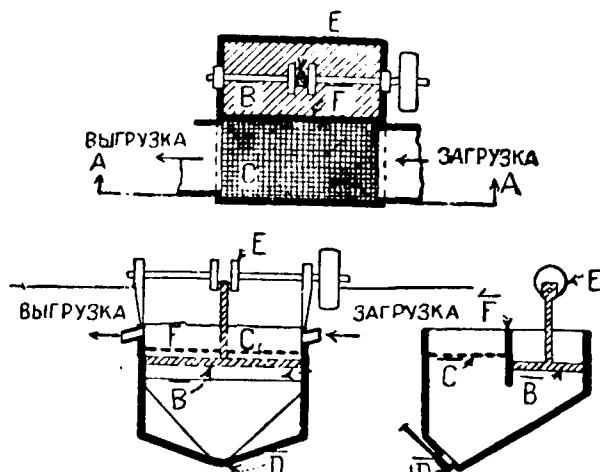


Рис. 189. Гидравлический промыватель.

В — ныряло; С — сито; D — решетка; E — эксцентрик; F — стенка цилиндра.

1. Так называемые „хвосты“ — среда, мелкие частицы кварца и чрезвычайно мелкие частицы свинцового блеска, которые вместе с водой переходят в следующее отделение.

2. Средний класс „середняк“ — большие частицы кварца, которые образуют верхнюю часть слоя руды на решетке, смешанные с некоторым количеством частиц среднего размера свинцового блеска, еще не нашедших пути на дно прибора. Этот средний класс время от времени выгребается и отправляется обратно для дальнейшего измельчения.

3. Грубый концентрат — частицы свинцового блеска, слишком большие для прохода сквозь решетку, образующие слой, непосредственно прилегающий к решетке. Он удаляется автоматически или сгребается после удаления

середняка. Несколько кусков постоянно оставляются для образования подложки для следующей партии.

4. Мелкий концентрат — маленькие частицы свинцового блеска, прошедшие сквозь решето и собранные в разгрузочном ящике. Это главный продукт промывателя; он выбирается через решетку сбоку ящика.

Ясно, что слой середняка, находящийся постоянно в состоянии движения, действует как решето, давая возможность мелким кускам свинцового блеска проскальзывать по имеющимся в нем каналам и задерживая в то же время более крупный кварц, хотя он и обладает одинаковой со свинцовым блеском скоростью свободного осаждения.

К этому отсеиванию прибавляется еще дополнительный эффект благодаря тому обстоятельству, что движение воды вверх приподнимает с решета гущу частиц. Более тяжелые частицы затем вновь опускаются сквозь жидкость, и при таких условиях осаждения удельный вес смеси воды с песком оказывается больше, чем чистой воды. Этот средний удельный вес мог бы быть измерен гидрометром, помещенным в жидкость, содержащую теперь в взвешенном состоянии посторонние частицы, так как вытеснялась бы смесь воды и песка, но следует принять в соображение, что для того чтобы получить средний удельный вес больше единицы, частица должна быть тяжелее воды и должна быть взвешена в воде, а не оставаться на решетке. Из всего этого следует, что частицы должны иметь обратное движение по сравнению с водой. Этот больший удельный вес увеличивает отношение диаметров частиц, осаждающихся одинаково быстро, чем и достигается лучшее отсеивание. Ричардс¹ вычислил отношение диаметров кварца и свинцового блеска в своих опытах по затрудненному осаждению, пользуясь средним удельным весом удаляемого слоя в 1,5. При этих условиях

$$\frac{D}{D_1} = \frac{S_1 - s}{S - s} = 5,2$$

вместо 3,9 для свободного осаждения, что прекрасно подтверждается результатами его опытов.

Назначение пульсирующего или восходящего потока заключается не в том, чтобы разделять (отсеивать) частицы, пользуясь разными ускорениями, получаемые частицами разных размеров (как иногда думают), а в том, чтобы держать частицы во взвешенном состоянии и этим увеличить плотность отсеивающей среды.

Промыватели употребляются в широких размерах для относительно грубого материала и реже для более мелкого.

Стол Вильфлея. Для просеивания мелкого песка пользуются различными жолобами или углублениями, самый простой тип каковых состоит из ряда полос или брусков, заделанных в дно канала. Стол Вильфлея состоит из почти горизонтальной доски с выдолбленными продольными жолобами, снабженной на одном конце эксцентриком и пружинами или другим подобным приспособлением для сообщения всему прибору продольного резкого толчкообразного движения. Руда загружается в самом высоком углу стола, а вода подается из трубки, расположенной вдоль его верхнего края, и уносит с собой более мелкие частицы, в то время как более тяжелый минерал застревает в жолобках и продвигается вдоль длины стола соощенным последнему продольному движением.

Прибор „Vanner“, который употребляется для отсеивания песка и ила, состоит из бесконечной ленты, движущейся по слегка наклонной плоскости, приводимой в сотрясение. Вода, текущая вдоль ленты в направлении, противоположном движению ленты, уносит с собой более

¹ См. прим. стр. 458.

легкий материал, в то время как более тяжелый движется вместе с лентой к верхнему ее концу и там отгружается.

Гидравлическая классификация и гидравлическое отсеивание. Из предыдущего рассмотрения процессов свободного и затрудненного осаждения выяснилось, что для отделения друг от друга двух смешанных твердых веществ различного удельного веса необходимо, чтобы отношение диаметра наибольших частиц легкого материала к диаметру наименьших частиц тяжелого материала не превышало некоторой определенной величины, хотя и несколько большей в случае затрудненного осаждения, чем в случае свободного, но все же не выходящей из довольно узких пределов. Поэтому оказывается необходимым, чтобы гидравлическому отсеиванию предшествовала операция разделения материала по размерам, и ясно, что в качестве такой операции прежде всего напрашивается грохочение. Но уже было отмечено, что грохочение — операция дорогая и только с трудом дающая более или менее точные результаты. Дороговизна и трудность получения точного распределения по размерам путем грохочения еще значительно увеличиваются по мере уменьшения размеров частиц отсеиваемого материала. Так, например, грохочение через решета, имеющие более 20 отверстий в линейном дюйме, делается экономически невыгодным. Поэтому оказывается необходимым заменить грохочение более дешевой и более точной операцией.

Гидравлическая классификация. Методом, обходящим трудности разделения грохочением больших количеств мелких материалов, является предварительное отсеивание по размерам путем *свободного осаждения* с последующим процессом *затрудненного* осаждения, которому последовательно подвергаются полученные после первого процесса группы материала и в течение которого происходит разделение материала на составляющие его вещества. Если материал, состоящий из двух веществ, частицы коих по размеру варьируют в определенных, хотя и довольно широких пределах, подвергнуть свободному осаждению, то его можно разбить на отдельные части или группы: одна группа, содержащая наибольшие частицы, будет состоять лишь из частиц тяжелого вещества, другая, в которую войдут самые мелкие частицы, окажется состоящей из одного лишь легкого вещества, а во всех промежуточных группах наибольшие частицы будут принадлежать только легкому веществу, а наименьшие — только тяжелому, в то время как частицы средних размеров будут принадлежать обоим веществам.

Если теперь в полученных свободным осаждением группах отношения диаметров наибольших в группе частиц к диаметрам наименьших будут так подобраны, что они не превзойдут отношений, обуславливающих возможность затрудненного осаждения для этих двух веществ, то эти группы могут быть подвергнуты этому процессу на предмет их полного разделения.

Предварительное свободное осаждение, проделанное, как выше сказано, для разбивки по размерам подлежащего отсеиванию материала до его окончательного разделения на составные вещества, называется гидравлической классификацией, а последующее разделение при помощи затрудненного осаждения — гидравлическим отсеиванием.

Гидравлическая классификация менее производительна, чем грохочение в том отношении, что группы не содержат частиц обоих веществ в однообразной градации от самых малых до самых больших, а, наоборот, как указано выше, наибольшие по размеру частицы принадлежат одному лишь легкому веществу. Количество тяжелого материала, полученное последовательным гидравлическим отсеиванием, будет поэтому при этом методе меньше, чем при отсеивании грохочением. С другой стороны, избежание трудностей, встречаемых при грохочении, особенно для групп, состоящих из мелкого материала, настолько перевешивает выше-

указанный недостаток, что гидравлическая классификация в качестве предшествующей гидравлическому отсеиванию операции разбивки материала на группы по размерам частиц нашла себе самое широкое применение в рудничной практике.

Конические осадители. Самым старым еще теперь достаточно широко применяемым прибором для классификации является приспособление, известное под названием „шпицкастен“.

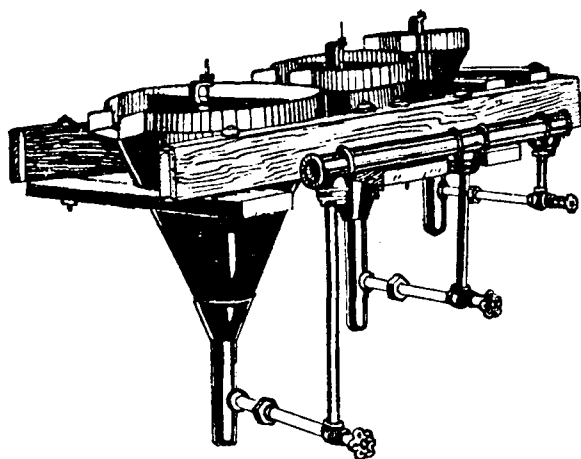


Рис. 190. Конический осадитель.

В самом простом виде оно состоит из ряда опрокинутых пирамидообразных или конических ящиков, из которых каждый последующий шире и глубже ему предшествующего (рис. 190). Жидкая масса, или „пульпа“ (смесь мельчайшей сырой руды с водой) течет сквозь прибор, поступая с одного края ящика и переливаясь через другой край в следующий ящик. Увеличивающиеся поперечное сечение и глубина вызывают уменьшение скорости потока массы, поскольку она про-

двигается от узкого к широкому концу ящиков, и этим достигается более или менее полное отсеивание материала. Классифицированная руда задерживается в вершине каждого ящика, а самая мелочь, находящаяся почти в коллоидальном состоянии, или так называемый „шлам“, вытекает из вершины последнего ящика в соответствующие коллекторы. В большинстве современных классификаторов в верхнюю часть каждого ящика

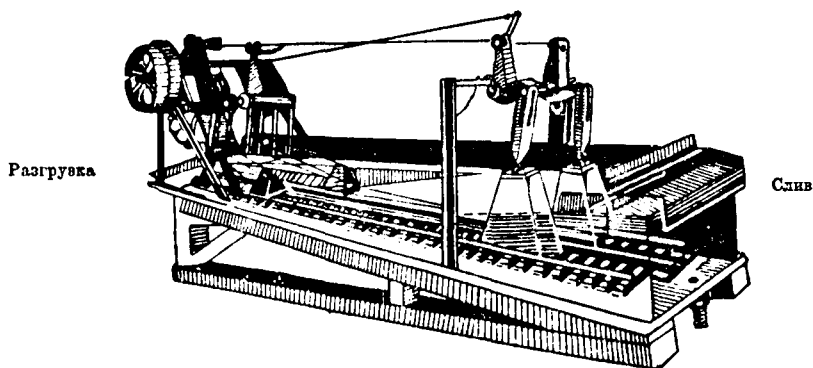


Рис. 191. Классификатор Дорра.

вводится добавочная струя воды, называемая „гидравлической водой“. Этим достигается не только точная классификация, но и значительная степень концентрации, т. е. отделение более тяжелого минерала от более легкой пустой породы. Разумеется, в конструкцию такого прибора можно внести большое число видоизменений и вариантов; раз усвоен основной принцип,— детали отдельных частей аппарата легко могут быть приспособлены к имеющимся налицо особым условиям. На таком же основании построена машина для промывания угля, только в этом

случае смываются более ценные части, в то время как шлак и пириты остаются в приборе, помимо того, уголь обыкновенно бывает грохоченым, а потому в данном случае эти приспособления служат в качестве сепараторов.

Классификатор Дорра. Когда требуется отделить сравнительно большие количества мелкого материала от крупного (как это бывает при классификации продукции, получаемой при мокром размоле в трубной мельнице), а не разделить материал на его составные части, то для этого употребляется машина особой конструкции.

В виде образца укажем на классификатор Дорра (рис. 191).

Это приспособление состоит из наклонно установленного осадочного ящика, в котором заранее точно рассчитанная струя воды препятствует тяжелому материалу подойти к разгрузочному концу, хотя он при помощи особого механизма со скребками продвигается вдоль этого наклонного ящика. Тяжелый материал вновь поступает в смесители, а шлак стекает для дальнейшей обработки.

Большое применение классификатор Дорра находит в химической промышленности при разделении твердых материалов встречными потоками жидкостей.

Б—2. Разделение путем временного изменения удельного веса; процесс флотации.

Видимый (кажущийся) удельный вес материала пористой структуры (например, дробленый кокс) намного меньше действительного удельного веса этого материала в плотном состоянии благодаря воздуху, проникающему в поры материала и обволакивающему каждую частицу. Вследствие этого мы часто видим, что относительно тяжелый материал, будучи даже в крупных кусках, получает способность плавать на воде. Некоторые вещества, в частности, сернистые соединения металлов, обладают особенной способностью приобретать кажущийся удельный вес, вероятно в виду своей несмачиваемости водой и свойства удерживать или притягивать к себе слой воздуха или другого газа. Если такие сульфиды ввести в струю воды, то они всплывут и будут таким образом отделены от пустой породы и унесены струей, хотя бы они и были тяжелее воды. Эта способность сернистых металлов соединяться с воздушными пузырьками и подниматься вместе с ними на поверхность водяной струи и быть, таким образом, отделенными от пустой породы составляет основание наиболее важного метода обогащения минералов, известного под названием „флотации“. Селективность или преимущественное сродство минералов к воздушным пузырькам сравнительно со сродством частиц пустой породы к таковым может быть еще усилено прибавлением к смеси толченой руды с водой (пульпе) совсем незначительного количества целого ряда веществ, в большинстве органической природы. Например, прибавление всего 0,1 фунта таких различных веществ, как нерастворимого диазо-аминобензола или очень легко растворимого ксантогената натрия к одной тонне руды, взвешенной в 5 тоннах воды, вызывает выделение 93% сернистой меди, при содержании этого материала в руде в количестве всего 1%. Для придания пузырькам достаточной устойчивости, чтобы удерживать сульфиды, пока не будет удалена содержащая минералы пена, достаточно прибавить к смеси руды с водой совсем небольшое количество (0,2 до 0,3 фунта на тонну) некоторых масел, — например, перегнанного соснового масла.

Для образования пузырьков, имеющих назначение выносить минерал наверх сосуда, вгоняют воздух в жидкую массу, путем приведения ее в бурное движение, или продувают его снизу через пористую перегородку; иногда применяется соединение обоих этих способов.

Конструкция приборов для производства разделения этим путем обычно состоит из ряда камер по типу шпичкастена, в которых пустая порода опускается на дно, откуда время от времени выгребается, в то время как ценный материал выталкивается в отдельные каналы и выбирается из них при помощи вакуум-фильтров. Без сомнения, существует возможность преобразования окислов и карбонатов, которые как таковые не поддаются разделению, в сернистые соединения с последующим разделением по методу флотации.

Хотя на практике существует целый ряд различных флотационных процессов, тем не менее ни одна из многочисленных теорий, выдвинутых для объяснения имеющих место при флотации явлений, не получила всеобщего признания, так как не в состоянии объяснить все встречающиеся случаи.

В. Прочие методы

1. Магнитное разделение. Притяжение, которое оказывает магнит на многие металлические вещества, уже давно служит основанием для специального метода выделения таких веществ из истолченного или измельченного материала. Так, например, ветошь, прежде чем попасть

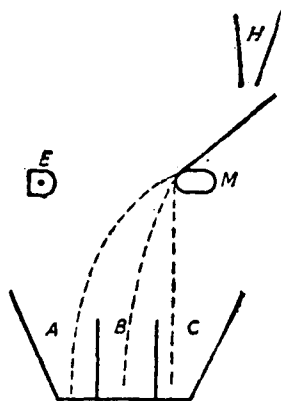


Рис. 192. Сепаратор Хуффа.

в виде жидкой массы в автоклав, или зерно перед размолом, очищаются от случайно попавших в них частиц железа, путем пропускания тонкой струей над вращающимся магнитом. Тот же принцип можно применить для разделения очень тонко измельченного материала, который более или менее магнитен, от немагнитной пустой породы. Подобное разделение порошкообразного материала при помощи магнита может быть осуществлено четырьмя способами:

1) Разделение отклонением во время падения в воздухе.

2) Разделение отбрасыванием с движущейся ленты.

3) Разделение притяжением к движущемуся магниту.

4) Разделение во взвешенном состоянии в воде.

В обращении имеются машины, сконструированные для всех четырех способов.

2. Разделение, основанное на электропроводности. Когда частица, будучи сама по себе проводником электричества, приходит в соприкосновение с сильно заряженной поверхностью, она мгновенно принимает заряд того же знака и резко отбрасывается от такой поверхности. Если эта частица — непроводник, то она остается на поверхности, пока не будет с нее удалена или механически или движением самой поверхности. Теоретически для осуществления разделения одно вещество может бесконечно мало отличаться по проводимости от другого, на практике, однако, это различие должно быть вполне определенно количественно выражено. Когда масса заряжена до высокого потенциала, противоположного с поверхностью сепаратора знака, то хороший проводник гораздо скорее разряжается и вновь заряжается электричеством одинакового с поверхностью знака и отбрасывается, в то время как плохой проводник более долгое время остается притянутым к поверхности, — что и делает возможным разделение.

Электростатический сепаратор Хуффа может служить образцом прибора такого типа; его устройство усматривается из рис. 192.

Сепаратор Хуффа. Загружаемая мелкая смесь поступает через воронку Н на металлическую пластинку М, которая заземлена. Медная

провода с высоким потенциалом, помещенная внутри деревянного электрода Е, дает очень тихий разряд между Е и М. Частицы с лучшей электропроводностью (А) окажутся более подверженными влиянию разряда и будут дальше отброшены по направлению к Е, в то время как частицы с плохой электропроводностью (С) будут падать прямо вниз. Смесь частиц (А) и (С) соберется в отделении В.

Электростатическое разделение является, повидимому, процессом, основанным на принципе, еще недостаточно разработанном.

РАЗДЕЛ II. ОТДЕЛЕНИЕ ТВЕРДЫХ ТЕЛ ОТ ГАЗОВ

Осадочная камера. В виду сравнительно слабого сопротивления, оказываемого газом падающему твердому телу, трудности при разделении появляются лишь тогда, когда твердое тело настолько измельчено, что поверхность каждой частицы весьма велика по сравнению с ее массой. Уже в течение многих лет простая осадочная камера служит в большинстве случаев единственным прибором для такого разделения. Этот прибор обычно представляет собою прямоугольный ящик такого сечения, что данный объем газа может пройти через него сравнительно медленно. Очевидно, что скорость этого продвижения должна быть достаточно медленной, чтобы дать время наименьшей из частиц, подлежащих выделению, выпасть из верхних слоев смеси на дно ящика. Если такая частица не найдет какой-либо опоры, на которой может осесть прежде, чем достигнет дна ящика, то она будет вновь подхвачена потоком газа и вынесена из ящика. Поэтому примитивно устроенная камера вообще непригодна для очищения больших объемов газа. Однако можно видеть из опыта, что для увеличения производительности и эффективности такого прибора достаточно укоротить путь, который каждая частица должна пройти при своем падении прежде, чем осесть. Это может быть достигнуто устройством в камере ряда параллельных полок, идущих вдоль нее. Таким образом, введено здесь небольшое сопротивление¹ потоку газа, при чем каждой твердой частице определенного размера обеспечено место для оседания, прежде чем она достигнет выпускной части камеры. Для того чтобы прибор работал с максимальной производительностью, необходимо между полками пропускать одинаковый объем газа. Пылеуловитель Говарда построен на указанном принципе и обеспечивает этим остроумным путем автоматическое и равномерное распределение газа. Эти сепараторы превосходно приспособлены для отработанных газов и пользуются самым широким распространением.

Центробежные сепараторы. Для выделения твердых частиц из струи газа можно вместо силы тяжести воспользоваться центробежной силой. Так как сила, отбрасывающая частицы по направлению от центра, может быть доведена до очень больших размеров поддержанием высокой окружной скорости, необходимо принять меры к удалению отделенной пыли со стенок прибора, иначе она будет снова захвачена поступающим в прибор газом.

В пылеуловителе компании Knickerbocker применен целый ряд устройств, увеличивающих эффективность прибора и указывающих на те изменения, которым может быть подвергнут аппарат разделения центробежной силой.

Пылеуловитель — циклон состоит из двух вертикально расположенных концентрических цилиндров, снабженных каждый конусообразными днищами для приема и выпуска окончательного продукта и трубой наверху, ведущей к вентилятору. Насыщенный пылью газ поступает во внутренний цилиндр по касательной к вентилятору и приводится в вихреобразное

¹ Это справедливо, несмотря на значительное уменьшение гидравлического радиуса, так как скорость газа, во всяком случае, очень мала.

движение, при чем поток газа, сделав один—два круга, обеспыленный, уходит вверх. Твердые частицы отбрасываются вихрем к стене камеры и вместе с небольшим количеством газа проскальзывают через вертикальные щели в кольцеобразное пространство между стенками обеих поверхностей. Здесь вследствие естественного падения скорости, вызываемого увеличением сечения, происходит оседание пыли на внутренней поверхности кожуха циклона, а свободный от пыли газ направляется в отводную трубу. Когда пыль собирается в достаточном количестве, она спадает в автоматическое разгрузочное приспособление на дне прибора. Если такой прибор помещается между всасывающим вентилятором и каким-либо источником пылеобразования, как, например, шлифовальным диском, сильно пылящей мельницей, песочным дутьем и пр., то в камерах поддерживается небольшой вакуум. Удаляя твердые частицы прежде, чем газ попадает в вентилятор, мы оберегаем последний от порчи вследствие абразивного действия пыли. Прибор Раймонда (стр. 445) выбирает тонко измельченный продукт из воздуха тем же способом при помощи центробежной силы.

Рукавные фильтры. Тот факт, что твердые частицы, размерами всего в обыкновенную бактерию, могут быть выделены из воздуха, если пропустить последний сквозь слой бумажной ваты или очень редкую бумажную ткань, указывает на возможность пользоваться таким материалом в качестве фильтра. Без сомнения, удаление бактерий следует приписать скорее столкновению и последующему прилипанию их к волокнам ткани, чем собственно отсеиванию; но этим самым принципом можно пользоваться как в том случае, когда нужно выделить из ограниченного количества газа большое количество очень мелких твердых частиц, как это бывает в производстве окиси цинка, так и тогда, когда незначительное количество твердых частиц подлежит выделению из большого объема газа, например, при фильтрации воздуха. Рукавные фильтры по конструкции очень просты и находят широкое применение в цинковой промышленности, а также во многих других случаях, когда частицы очень малы и центробежное разделение неприменимо. Очень компактно устроенные рукавные пылеуловительные фильтры применяются фирмой Raymond Pulverizer Co., Чикаго. Они могут быть сделаны любого размера в соответствии с требуемой производительностью.

Отделение посредством водяной завесы. Разделение, выполняемое приведением в соприкосновение газа и твердых частиц с влажной поверхностью, к которой прилипают частицы, может быть доведено до большого совершенства. При протекании жидкости по такой поверхности твердые частицы не только вылавливаются из газа, но и непрерывно выносятся. Важным элементом при проектировании всякой газоочистки является приспособление для непрерывного разбивания пузырьков газа, пока они проходят через прибор. Пузырьки газа могут содержать во взвешенном состоянии мельчайшие частицы растворимых солей; при проходе через воду пузырьки могут терять только сравнительно небольшую часть содержимого твердого вещества, а именно ту, которая находится вблизи поверхности пузырька. Только в том случае, когда пузырек бывает расщеплен или деформирован, часть твердого вещества, находящаяся в середине пузырька, может быть приведена в контакт с растворяющей или притягивающей средой, благодаря чему и будет осуществлена очистка газа. На этом принципе работают газоочистки в Гери (Америка).

Вместо того, чтобы заставляя газ ударяться о влажную поверхность, можно вводить частицы жидкости в газовую среду. Таким образом интенсивную очистку можно осуществить, впуская тонкую струю воды в поток газа, текущего в противоположном направлении. Прибор, работающий по этому принципу, введен в практику Carriger Co. Если пыль очень тонка, то сквозь очиститель особенно много ее проходит при

больших скоростях. Тот факт, что при конденсации водяные пары выделяются на частицах пыли, отлагаясь на них, как на ядре, может быть использован в целях полного удаления пыли из газа. Насыщая воздух парами воды и затем частично их осаждая, можно удалить из воздуха всю пыль.

Сепараторы Коттреля. Совершенно новый и действительный способ отделения очень мелких твердых или жидких частиц от газа разработан Коттрелем. Молекулы газа ионизируются лучами α , β и γ коронирующим разрядом электродов с высоким потенциалом. В аппарате Коттреля газ ионизируется между рядами электродов, поддерживающими тихий или светящийся разряд. Очень малые частицы пыли получают электрический заряд от контакта с ионизированным газом и соединяются здесь друг с другом. На своем дальнейшем пути газ и пыль попадают под влияние второй серии электродов с выпрямленным высоковольтным разрядом. Соединенные частицы пыли притягиваются к одному из этих электродов и здесь оседают.

РАЗДЕЛ III. ОТДЕЛЕНИЕ ЖИДКОСТЕЙ ДРУГ ОТ ДРУГА

Декантация. Способы отделения одной жидкости от другой зависят от того, смешиваются ли эти жидкости или нет. В последнем случае, если они не образуют эмульсии, достаточно предоставить им возможность разделиться на отдельные слои соответственно своим удельным весам и затем удалить эти слои, находящиеся на разных уровнях. Для периодически действующего разделения очень важно предусмотреть перемещение разгрузочной трубы внутри бака. Конец трубы или прикрепляется к поплаву, заставляющему входное отверстие трубы находиться несколько ниже уровня жидкости, или прикрепляется к звеньям цепочки и таким образом может быть опущен выше или ниже при помощи этой цепочки (см. рис. 193 стр. 470). Для непрерывно действующего разделения, как, например, для перегонки масла, смешанного с водяными парами, подходящим прибором является сепаратор, состоящий из двух соединяющихся камер.

В том случае, если две жидкости настолько мало отличаются своими плотностями, что их трудно отделить друг от друга, то иногда возможно к смеси примешать вещество, растворимое лишь в одной из данных жидкостей, и тем придать ей удельный вес, значительно превышающий таковой другой жидкости.

Центробежная сила. Если одной силы тяжести недостаточно, чтобы разделить две жидкости, как это случается с многими эмульсиями, или когда такое разделение происходит слишком медленно, то прибегают к помощи центробежной силы. Если смесь поместить в сосуд, вращающийся с очень высокой скоростью, то более тяжелая жидкость отбрасывается к краям сосуда, в то время как более легкая остается в середине. Оба вертикальных слоя будут в течение процесса подниматься кверху во вращающемся сосуде и при помощи подвешенных по линиям раздела переборков (диафрагм) могут быть удалены через отдельные выпускные краны. Сепаратор для сливок Де-Лавалья был первым прибором, построенным на этом принципе, и его повсеместное распространение произвело переворот в молочной промышленности.

Если жидкости растворимы друг в друге, то, как правило, разделение может быть основано на различии упругостей паров их компонентов. Этот принцип положен в основу процесса, известного под названием дистилляции или перегонки и столь важною, что его рассмотрению необходимо было посвятить отдельную главу (см. вып. II, гл. XIV).

Прочие способы. Иногда взаимную растворяющую способность двух жидкостей можно настолько изменить прибавлением третьего веще-

ства, что разделение их делается возможным. Примером такого разделения может служить разделение эфира и воды или метилового спирта и ацетона путем прибавления материала, понижающего растворимость одной жидкости в другой.

РАЗДЕЛ IV. ОТДЕЛЕНИЕ ЖИДКОСТЕЙ ОТ ГАЗОВ

Унос жидкости. Когда жидкость находится в газах во взвешенном состоянии, то обычно говорят об уносе жидкости,—задача, составляющая часть более общей проблемы. Когда газ получается от кипения или разложения жидкости, то нередко некоторое количество жидкости уносится парами из сосуда в виде тонких брызг, получающихся от разорвавшихся пузырьков. Так, в кипятильниках тонко распыленная вода часто уносится вместе с парами; также при деструктивной перегонке веществ, напр. тощих углей, каменноугольный газ постоянно уносит с собою небольшие порции жидкой смолы. В этих случаях разделение основано, главным образом, на принципе удара и прилипания капелек жидкости к твердой поверхности или отражательной пластинке.

Растворенные газы. С практической точки зрения газы оказываются в жидкости вследствие растворения их и тогда могут быть выделены либо путем химического соединения или осаждения, либо путем перевода растворенного газа в парообразную фазу.

Способы разделения первым из перечисленных методов так просты и так тесно связаны с отделением твердых частиц от жидкости, что здесь можно ограничиться лишь парюю слов. Так, сероводород может быть отделен от воды прибавлением к раствору небольшого количества сернокислого железа, а углекислота удаляется путем введения небольшого избытка окиси гидрата кальция.

Второй метод требует нарушения равновесия, существующего между газом и жидкостью. Это может быть достигнуто или нагреванием жидкости (понижение растворимости), или пропусканием через жидкость другого нерастворимого газа, уносящего с собою растворенный газ, или, наконец, помещением жидкости в вакуум. ¹

РАЗДЕЛ V. ОТДЕЛЕНИЕ ГАЗОВ ОТ ГАЗОВ

Смесь газов может быть более или менее совершенно разделена посредством трех различных методов, основанных на:

- а) различных скоростях диффузии через диафрагмы,
- б) избирательном поглощении и адсорбции (поглощении одного вещества поверхностным слоем другого),
- в) фракционированной конденсации.

Диффузия. По закону Грэма, линейная скорость диффузии газа через данную диафрагму прямо пропорциональна разнице парциальных давлений данного газа по обеим сторонам ее, корню квадратному из абсолютной температуры газа и обратно пропорциональна толщине диафрагмы и корню квадратному из молекулярного веса диффундирующего газа. Коэффициент пропорциональности для каждого вещества определяется опытным путем и является, без сомнения, функцией процентной доли пор в диафрагме. Хотя в лабораторном масштабе разделение таким способом происходит легко, но технически совершенный метод до сих пор не разработан.

Избирательные абсорбция и адсорбция. Разделение газов по принципу избирательного поглощения хорошо иллюстрируется совре-

¹ См. вып. II, главы XIV, XV и XVII.

менными методами анализа газов и пользуется широким распространением. Главная задача, преследуемая конструкцией прибора для такого разделения, состоит в обеспечении полного смешения поглощающего вещества и газа.

Принципы, лежащие в основе такого разделения, те же, что были описаны раньше.

Использование твердых веществ в избирательном поглощении газов видно на действии любой военной газовой маски.

Фракционированная конденсация. Оказывается далеко не всегда возможно разделить два газа, подбирая такое давление и такую температуру, при которых только один газ сгущается в жидкость, а не оба, на практике обычно значительно проще сперва сгустить смесь газов как одно целое, а затем разделить их фракционированной перегонкой. Пользование этим методом разделения описано в главе „Дистилляция“ (см. вып. II). Примерами такого разделения могут служить способы получения кислорода и азота из воздуха или гелия из природного газа.

РАЗДЕЛ VI. ОТДЕЛЕНИЕ ТВЕРДЫХ ВЕЩЕСТВ ОТ ЖИДКОСТИ

Главнейшие конструкции, которыми пользуются для разделения взвешенных в жидкости твердых частиц, могут быть разделены на два вида: в первых жидкость неподвижна, а твердые частицы движутся сквозь нее и оседают на дне сосуда, вследствие силы тяжести, во вторых жидкость проходит сквозь перегородку, задерживающую твердые частицы. Перегородки бывают самого различного характера, начиная от башен, наполненных грубым древесным углем, и кончая пластинкой из неглазированного фарфора с почти микроскопическими порами. Дальнейшая классификация может быть проведена в зависимости от силы, заставляющей жидкость проходить сквозь перегородку.

а) Осаждение. Как было показано, главнейшими факторами, регулирующими движение твердого тела сквозь сопротивляющуюся среду, являются размер и удельный вес частицы, а также плотность и вязкость среды.

Вязкость среды может быть в значительной степени изменена путем изменения температуры среды, а соответственно этому будет изменяться и скорость осаждения. Ясно, что если частица увеличится в размере (агломерирование), сопротивление от трения уменьшится, и последует осаждение. Это может быть достигнуто двояким путем: во-первых, увеличением размеров больших частиц за счет малых при взбалтывании. Так как малые частицы обладают большей растворимостью, чем большие, то раствор действует как среда, под действием которой материал мелких составных частиц передается более крупным.¹ Во-вторых, — соединением мелких частиц в более крупные путем придания к смеси какого-либо электролита, нарушающего коллоидальное состояние, или вещества, могущего образовать более объемистый осадок, способный захватить и увлечь с собою наимельчайшие частицы. Находящиеся во взвешенном состоянии частицы имеют весьма различные размеры, но скорость, с которой осаждается крайний верхний слой взвешенных частиц, определяется размером наименьших имеющих в нем частиц. Если шкала различных размеров частиц не слишком велика, линия разделения фаз в осветляемой жидкости вообще очень ясна, но она делается неотчетли-

¹ Так как растворимость обычно увеличивается с температурой, то нагревание ускоряет свертывание осадка, а, следовательно, и его выпадение. Оно облегчается также уменьшением вязкости.

вой, когда присутствуют даже в небольшом проценте крайне мелкие частицы.

Законы, по которым происходит осаждение, знание которых необходимо для конструирования приборов, работающих по возможности эффективно и рационально, были изучены Роллазоном.¹

Найдено, что выпадение твердого вещества из жидкости имеет три стадии: первая стадия известна под названием свободного осаждения, вторая представляет собою переходную стадию, а третья—есть так называемое затрудненное осаждение. Скорость выпадения в течение первой стадии постоянна, т. е. если линия раздела опускается на треть метра в 20-минутный промежуток времени, то в следующие 20 минут она опустится на такое же расстояние. Когда частицы отстоя, осаждаясь, дойдут до черты, где начнутся столкновения с другими движущимися частицами, скорость выпадения уменьшится. Этот момент наступит, когда $\frac{h}{h_0}$ достигнет определенного значения, зависящего от характера взвешенного твердого вещества; h —высота отстоя в момент определения скорости, а h_0 —окончательная высота, на которую осядет отстой по прошествии долгого времени. Скорость осаждения в этой переходной стадии постепенно падает, пока не будет достигнута точка, где $\frac{h}{h_0}$ делается равным другой постоянной величине. Здесь начинается стадия затрудненного осаждения, и скорость его может быть определена из уравнения:

$$-\frac{dh}{d\theta} = k \frac{h - h_0}{h_0}.$$

Из этого уравнения следует, что в течение как свободного, так и затрудненного осаждения данного взвешенного вещества время θ , необходимое для огускания отстоя на расстояние, соответствующее двум данным значениям $\frac{h}{h_0}$, пропорционально h_0 . В течение переходной стадии

это отношение продолжает оставаться в силе, что в свою очередь существенно упрощает конструирование.

В баке для периодического осаждения чистая жидкость должна отцеживаться как можно ближе к поверхности твердого вещества, не затрагивая его. Это можно сделать посредством ряда отводных кранов, монтированных на баке на разных уровнях. Для больших баков легко можно сконструировать очень удобную отводную трубу наподобие показанной на рис. 193. Вполне удовлетворительной конструкцией для отвода осветленной жидкости с определенного уровня может служить коленчатая труба, входящая в бак через сальник и вращаемая снаружи.

Сгуститель Дорра. Если бак для осаждения предназначается для непрерывной работы, то следует или принять меры, чтобы жидкость в некоторой части своего пути приходила почти-что в состояние покоя для предоставления твердым частицам возможности оседать, или же позволить

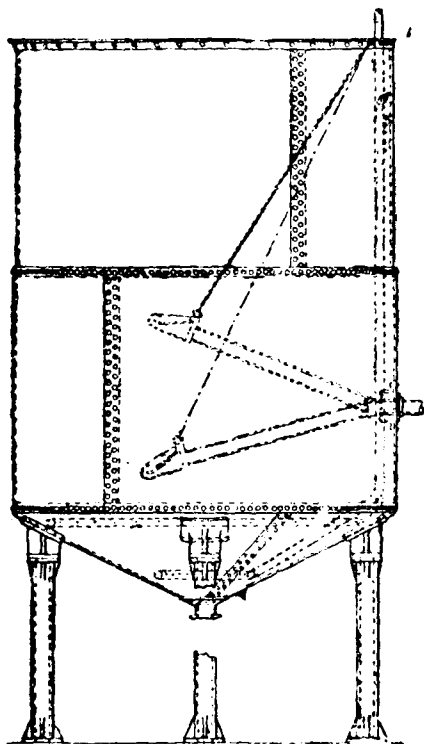


Рис. 193. Бак для декантации.

¹ Undergraduate Thesis, M. I. T., 1913.

последним проходить из движущейся части жидкости в часть, находящуюся в сравнительном покое, из которой они в дальнейшем медленно осадут. Примером прибора этого типа может служить сгуститель Дорра (рис. 194).

Он состоит из большого неглубокого цилиндрического бака, в центральную часть которого поступает мутная жидкая масса. Твердое вещество постепенно оседает на дно бака, а осветленная жидкость сверху переливается в желоб по окружности бака. Бак снабжен вращающимися траверсами с гребками, сгребающими осевший материал к середине дна, откуда он удаляется при помощи насоса. Казалось бы, что конструкции подобного типа могли бы найти более широкое употребление в химической промышленности, где зачастую требуется *сцезживание* (декантация) осветленной жидкости с фильтрацией осадка.

Для того, чтобы время, необходимое для выпадения твердого вещества из жидкости, было соответственно сокращено, надо путь, который

твердые частицы должны пройти прежде, чем осесть, сделать недлинным. Выпадение осадка, однако, здесь может быть задержано даже слабым течением жидкости в ложе узкого канала, если не будут приняты меры к автоматическому удалению осадка. Учитывая это конструкции особенно хорошо разработаны для целей очистки воды, напр. для смягчения воды для котлов. Хороший образец такого устройства мы встречаем в непрерывно действующем смягчителе воды Конникота, где питающая

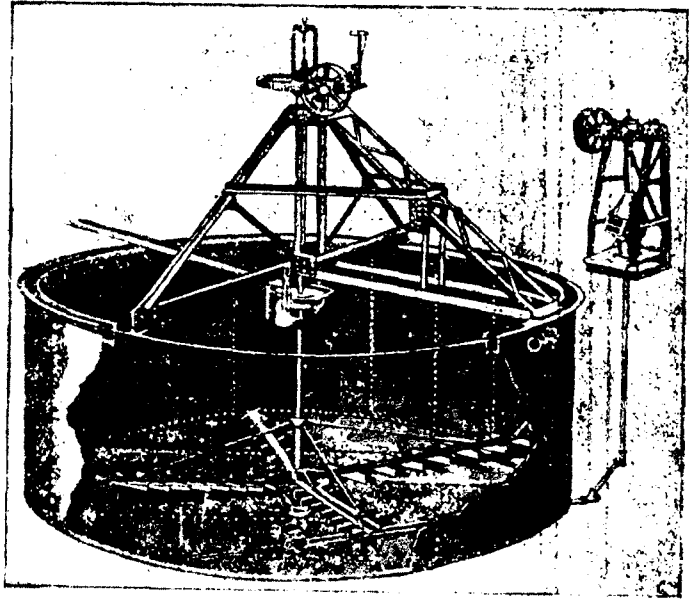


Рис. 194. Сгуститель Дорра.

котлы вода, после подмеси соды и извести, нагнетается в прибор, состоящий из нескольких снабженных отверстиями конусов, помещенных один над другим в цилиндрической колонке. Вода, содержащая взвешенное твердое вещество, проходит через отверстия, а твердые частицы оседают на конусах и образуют осадок на дне колонки.

Если силы тяжести недостаточно для отделения твердого вещества от жидкости путем *осаждения*, то можно прибегнуть к центробежной силе. Центрофуга, обладающая большой вращательной скоростью, хотя и не находит себе широкого применения в промышленных предприятиях для вышеуказанной цели, все же является неотъемлемой частью всякой хорошо оборудованной лаборатории. Вращающееся приспособление может иметь форму кольца, несущего ряд стеклянных трубок, в которые наливаются жидкости, или форму цилиндра, к стенкам которого отбрасывается выделяемое твердое вещество.

Флотация. Очевидно, что когда взвешенное твердое вещество легче жидкости, оно может быть собрано на поверхности жидкости и слито. Часто эффективное и полное разделение мелких частиц нуждается в помощи особого рода „бомбардировки“ мелкими воздушными пузырьками, поднимающимися со дна. Таким образом мелкие частицы выталкиваются

на поверхность жидкости, где и сливаются с прочей массой частиц. Этот метод часто сам собою напрашивается, когда дело касается жиров, сала, клея и тому подобных материалов, не поддающихся отделению другим способом.

б) Фильтрация. Этот вопрос настолько важен, что ему посвящена особая глава.

ГЛАВА XIX

ФИЛЬТРОВАНИЕ

Общие принципы. Фильтрацией называется процесс отделения взвешенных частиц твердого вещества от жидкости посредством продвижения жидкости сквозь пустоты пористой массы, называемой фильтрующей средой. При конструировании фильтров следует принимать во внимание два важных фактора: материал, из которого состоит фильтрующая среда и метод, который применяется для продвижения жидкости через эту среду. Очевидно, что метод будет определяться теми сопротивлениями, которые эта среда оказывает току жидкости. Когда сопротивление относительно мало, то для фильтрации достаточно только силы тяжести; в этом случае применяется аппарат, носящий название „гравитационный фильтр“.

Если одной силы тяжести недостаточно, то применяют разрежение, и такие фильтры известны как „вакуумфильтры“. Они часто называются также „нутч-фильтрами“. Однако, в фильтрах такого типа избыточное давление на жидкость не может превышать 1 атмосферы. Но во многих случаях необходимо большее избыточное (положительное) давление. Для этой цели применяют обычно или сжатый воздух или насос, который проталкивает жидкость через фильтрующую среду. Последний способ фильтрации осуществляется в так называемых фильтрпрессах, которые бывают самых разнообразных типов.

Наконец, для фильтрации можно использовать центробежную силу, действием которой жидкость продавливается через фильтрующую среду. Применяемые для этой цели аппараты носят название „центрофуг“.

При систематическом изучении процесса фильтрации, однако, лучше рассматривать различные типы фильтров с другой точки зрения, именно с точки зрения того материала, из которого изготавливается фильтрующая среда, а не с точки зрения той силы, которая используется в работе фильтров. Фильтрующая среда может различным образом влиять на ход процесса: *во-первых*, величина каналов в ней может быть меньше, чем величина задерживаемых твердых частиц, и таким образом проходит только жидкость; *во-вторых*, каналы могут быть больше, чем твердые частицы, но такого характера, что твердое вещество будет прилипать к их стенкам, и проходить будет только прозрачная жидкость; *в-третьих*, каналы в начале процесса фильтрации могут быть больше, чем твердые частицы, но такой величины, что они наполняются этими частицами, и тогда отверстия станут меньше твердых частиц. Эти твердые частицы могут быть или самим фильтруемым материалом или каким-либо „вспомогательным порошком“, как, например, кизельгур, инфузорная земля, фуллерова земля, тонкий песок, древесная масса, сульфат кальция, карбонат кальция и др. В этом последнем случае первые порции жидкости, проходящие через фильтр, бывают мутными, и рабочий период фильтрующей перегородки может быть короток, но на практике обычно лучше применять грубый кусковой материал и из него конструировать соответствующий фильтр, чем употреблять для фильтра специальную плотную ткань.

Условия, которые определяют выбор фильтрующей перегородки и метода продвижения жидкости через нее, так разнообразны, что общих выводов сделать нельзя. Важнейшие факторы будут рассмотрены при описании фильтров, применяемых в современной практике.

КЛАССИФИКАЦИЯ ФИЛЬТРОВ

Чтобы удовлетворять обычным промышленным условиям, фильтрующая среда, прежде всего, должна легко очищаться или обновляться. Поэтому фильтр должен быть сконструирован так, чтобы пористую перегородку можно было легко удалить для очистки или для замены ее другой, или же должна быть предусмотрена возможность промывки фильтрующей поверхности внутри самого аппарата. Последний способ обычно применяется тогда, когда количество твердых частиц в жидкости мало и когда они не представляют ценности и не собираются после их удаления. По своей структуре фильтры могут быть подразделены на:

- 1) зернистые фильтры,
- 2) матерчатые и войлочные фильтры,
- 3) пористые фильтры,
- 4) фильтры с полупроницаемой перегородкой.

1. Зернистые фильтры

Самой простой формой фильтра является сосуд с ложным дном, наполненный зерненным веществом, достаточно мелким для того, чтобы задерживать и отделять от жидкости взмученный материал. Выбор материала для фильтра зависит от характера фильтруемой жидкости, так, например, толстый слой грубо измельченного древесного угля является лучшим фильтром для удаления тяжелой смолы из уксусной кислоты — продукта сухой перегонки дерева. При этой обработке очистка производится в большей мере за счет способности древесного угля адсорбировать смолистое вещество и в меньшей мере за счет фильтрации в каналах, между кусками древесного угля. Для удаления некоторых примесей из сахарного сиропа также применяют этот тип фильтра, но последний случай относится уже полностью к явлению адсорбции.

Песочные фильтры состоят из ящика с дырчатым (ложным) днищем, которое покрыто слоями грубого гравия, мелкими камешками и тканью. Хотя такие фильтры принадлежат к числу действующих за счет давления столба жидкости, но они могут быть приспособлены также для работы как под вакуумом, так и под давлением. Обычно на фильтровальную ткань накладывается решетка для того, чтобы можно было удалять осадок лопатками, не повреждая фильтровальной ткани.

Для большинства соляных растворов в фильтрах этого типа применяют мелкий кварцевый песок, так как он практически нерастворим и быстро образует компактный слой однородной структуры. Для щелочных жидкостей хорошим материалом является измельченный мрамор или чистый известняк. Взвешенное вещество задерживается таким фильтром отчасти благодаря затрудненности прохода через маленькие каналы, находящиеся между зернами, отчасти же вследствие прилипания к зернам. Для очистки фильтра через него пускают ток воды в обратном направлении. Эта операция действительна только в том случае, если фильтрующая среда при этом размельчается и равномерно подвергается действию обратного тока воды. Во избежание образования каналов в фильтрующем слое и для разрушения всей массы, взмучивают зерна фильтрующей среды и освобождают их путем трения друг о друга от приставшего осадка, пуская вместе с водой ток воздуха. Если же такое перемешивание оказывается недостаточным, то массу разруляют механической мешалкой. Фильтрация через

песок требует большой фильтровальной поверхности, так как процесс идет медленно.

2. Матерчатые и войлочные фильтры

Когда количество твердого вещества в жидкости велико или когда необходимо твердое вещество сохранить, то зернистая фильтрующая среда становится непригодной, вследствие чего применяют валяные или тканые из волокон материалы. Материи для фильтрования изготавливаются из растительных волокон, как, например, хлопок, конопля или джут, — для слабощелочных растворов, или из животных волокон, как, например, шерсть и лошадиный волос, — для слабых кислот, или же из минеральных волокон, как асбест, — для крепких кислот и, наконец, фильтрующие перегородки могут быть сделаны из тонкой металлической проволоки для концентрированных щелочей, или в тех случаях, когда применяется высокое давление. Применение проволочных фильтров за последнее время быстро развивается.

Самой простой формой такого фильтра является круглый или прямоугольного сечения резервуар, внутри которого крепко приболчено ложное дырчатое дно. Фильтровальное сукно или другая ткань помещается на это ложное дно и закрепляется между стенками сосуда и краями дна, чем достигается достаточная плотность в месте стыка. Если к ложному дну прикрепить газонепроницаемое второе дно, то можно применять вакуум, при чем атмосферное давление будет проталкивать жидкость через фильтр.

Если требуется давление больше, чем 1 атм., то вместо создания вакуума в нижней части фильтра можно закрыть фильтр сверху прочной крышкой. В этом случае фильтрующая смесь подается на фильтр насосом. Хотя давление, применяемое при фильтровании, ограничено лишь прочностью аппарата и часто поднимается до 7 и даже до 10 атм., тем не менее не следует применять слишком высоких давлений, в особенности в начале фильтрования, во избежание повреждения фильтровальной ткани. Величина мельчайших каналов фильтровальной ткани остается постоянной только в том случае, когда твердые частицы осадка не закупоривают этих отверстий. Если фильтруется кристаллический осадок и кристаллы больше отверстий, то на поверхности ткани быстро образуется слой, защищающий отверстия; однако, если осадок по своей природе студенистый, то большое начальное давление может легко вдавить в ткань твердые частицы, закупорить каналы и тем самым приостановить дальнейшее фильтрование.

Фильтрпрессы нормального типа. В фильтрпрессе можно устроить второе ложное днище, покрыв его также фильтровальной тканью, как и первое. Если далее повернуть аппарат на ребро, чтобы фильтровальная ткань пришла в вертикальное положение, то можно накачивать насосом фильтруемый раствор в образованную между обоими ложными днищами камеру, при чем фильтрат будет вытекать с двух сторон. Таким образом активная фильтрующая поверхность при незначительных затратах увеличивается вдвое. Когда пространство между ложными днищами будет заполнено осадком, то последний легко может быть промыт водой, направляемой к каждой из фильтрующих поверхностей. Промывная вода проходит через отверстия ткани сквозь осадок, удаляясь через специальные отводные приспособления. Эти приспособления не будут мешать следующей операции фильтрования, так как фильтрат выводится через те же отверстия, которые служат для подачи промывной воды.

Таким образом ячейка фильтрпресса представляет собою камеру, обтянутую с обеих сторон фильтровальной тканью, укрепленной на стенках из железных листов с отверстиями. По другую сторону каждой

такой стенки находится вторая камера, в которую стекает фильтрат с фильтровальных поверхностей и в которую может быть введена промывная вода.

Очевидно, что можно поместить целый ряд фильтрующих единиц (камер) на общую станину, питая их фильтруемой жидкостью под давлением из одной трубы, и собирать фильтрат в общий приемник.

При промывке осадка вода накачивается под давлением на противоположную сторону фильтровальной ткани, проходит через ткань и осадок, профильтровывается на другой стороне через ткань и отводится через спускные каналы второй камеры.

Если последнюю стенку опереть на прочную жесткую опору и крепко прижать к ней остальные камеры, то можно обойтись без болтов, соединяющих отдельные стенки и фильтровальную ткань со станиной, и вся конструкция будет держаться за счет сильного бокового давления. По такому принципу сконструирован весьма важный аппарат, известный под названием „фильтрпресс“.

Несомненно, что аппараты описанной выше конструкции могут быть несколько упрощены. Так, например, вместо перфорированных листов, применяемых для поддержания фильтровальной ткани, можно пользоваться плитами, имеющими на своей поверхности борозды или каналы, расположенные в шахматном порядке.

В другой конструкции плит борозды расположены радиально вокруг разгрузочного отверстия, которое помещается или в центре плиты или в углу ее.

Плиты фильтрпресса. Когда две таких плиты фильтрпресса с приливами по краям сложены вместе, образуется камера для твердого осадка между двумя зажатыми кусками фильтровальной ткани, и тем самым отпадает надобность в промежуточной раме между плитами; это отличает камерные фильтрпрессы от рамочных. Камерные прессы рекомендуются к применению в том случае, когда жидкость трудно фильтруется и количество подлежащего отделению твердого вещества небольшое, так как образующийся слой осадка имеет незначительную толщину и легко промывается. Когда количество осадка большое, предпочтительнее применять рамочные фильтрпрессы, так как слишком большое давление на фильтровальную ткань способствует ее быстрому износу (см. рис. 197).

Вместо того, чтобы подавать фильтруемую жидкость по наружным трубам, можно снабдить плиты отверстиями в углу каждой из них, и таким образом при составлении всех плит вместе образуется канал, проходящий через весь пресс. Этот канал может соединяться с внутренней полостью каждой камеры через отверстия в углу. Рис. 195 показывает два типа плит для камерных фильтрпрессов.

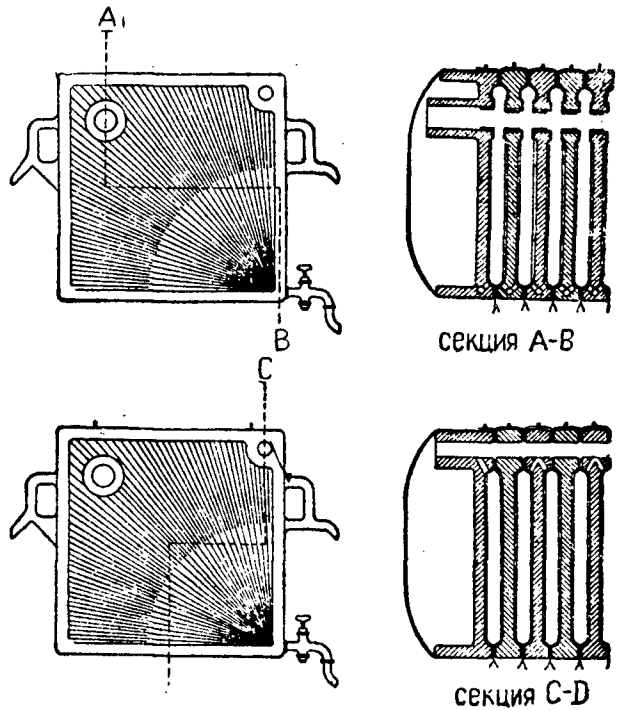


Рис. 195. Рамы фильтрпресса.

Плиты, изображенные в верхней части рисунка, снабжены ребрами и выпускным краном у точки В для отвода фильтрата по мере его стекания по каналам, образованным ребрами. Другой тип плит имеет добавочно в верхнем правом углу отверстие для впуска промывной воды через канал С.

Когда рама заполнена осадком, выпускной кран закрывается, и вода подается через это отверстие в полость между тканью и рамой. Вода распространяется по поверхности плиты, проходит через слой осадка и удаляется через выпускной кран.

Каналы А и С должны быть снабжены кранами для выпуска воздуха. Когда фильтруемая жидкость подается через А, то воздух в рамах может выходить через С; когда же промывная вода поступает через С, то воздух, который иначе не имел бы выхода, уходит через А.¹

На рис. 196 изображен процесс промывки в камерном фильтрпрессе. Промежуток между фильтровальной тканью и плитой сильно увеличен для того, чтобы показать направление промывной воды.

Фильтрат удаляется через сборный канал, или же ограничиваются тем, что промывные воды из каждой камеры поступают в общий жолоб через выпускные краны. Очевидно, что в фильтрпрессе промывная вода проходит вдвое более длинный путь, нежели фильтрат.

Станина фильтрпресса представляет собою обычно солидную чугунную конструкцию, по бокам которой имеются две прочные плиты, — между ними зажимаются отдельные звенья (плиты) фильтрпресса. Рамы пресса могут быть выполнены из железа, олова, цинка, освинцованного железа, бронзы или дерева, в зависимости от свойств фильтруемого материала. Фильтровальные плиты снабжаются еще каналами для пропускания водяного пара или холодного рассола. Таким путем можно поддерживать, по желанию, температуру фильтрующей поверхности высокой или низкой.

Для разгрузки камерного фильтрпресса необходимо раздвинуть плиты вдоль станины пресса, после чего фильтровальная ткань очищается или заменяется новой, а осадок разгружается в приемный жолоб или поступает на конвейер, находящийся под фильтрпрессом.

Фильтрпрессы имеют большую область применения, но операции промывки, загрузки и разгрузки в них являются очень трудными и довольно длительными по сравнению с патронными или листовыми фильтрами (см. стр. 494—499).

Патронные или листовые фильтры. Другие способы поддержания фильтрующей среды при фильтровании под разрежением или под давлением применяются в так называемых „патронных“ или „листовых“ фильтрах. Принцип устройства данного фильтра поясняется рис. 198.

Рама состоит из прочного сита, подвешенного к отводному патрубку и обтянутого прочной фильтровальной тканью. Когда эта рама или патрон погружается в жидкую суспензию, наружная труба соединяется с вакуумом и жидкость просачивается через ткань, в то время как твердые частицы оседают на внешней стороне патрона.

В добавление к вакууму, поддерживаемому внутри фильтровального патрона, можно еще подавать под давлением фильтруемую жидкость, в которую погружен патрон.

Когда образуется слой осадка достаточной толщины (в пределах от 6 до 40 мм), его можно промыть двояким образом:

1) Покрытый осадком патрон может быть перенесен, оставаясь под вакуумом, во второй резервуар, наполненный водой, которую просасывают через осадок в количестве, достаточном для промывки.

¹ О фильтрующих плитах см. Chem. Met. Eng., 22, 493.

2) Фильтруемая жидкость может быть удалена и заменена в том же резервуаре промывной водой, при чем патрон остается на месте. Разгрузка фильтра происходит очень легко при пропускании воздуха или воды через патрон в обратном направлении, что вызывает отставание от патрона промытого осадка, после чего фильтр снова готов к погружению в фильтровальный бак.

Эта идея была использована в различного типа фильтрах. В настоящее время наибольшее значение имеют фильтры Мура, а также фильтры Келли и Свитланда, работающие под давлением.

Фильтры Мура. Первый из этих фильтров является в общем довольно простым по своей конструкции, хотя осуществление фильтра-

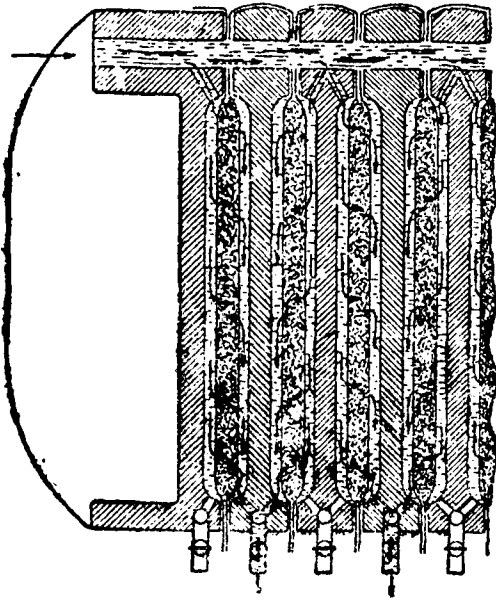


Рис. 196. Промывание осадка в камерном фильтрпрессе.

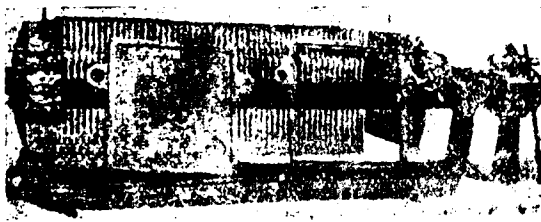


Рис. 197. Плита и рамы камерного фильтр-пресса.

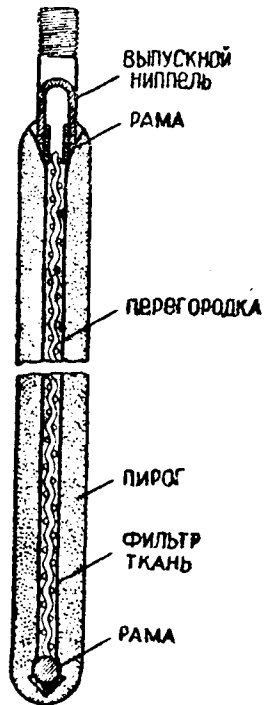


Рис. 198. Патронный фильтр Мура.

ния под давлением в патронных фильтрах является в общем довольно сложной операцией.

На общей раме монтируются несколько десятков фильтрующих патронов (30 и более), и вся эта группа погружается в резервуар и вынимается при помощи подъемного приспособления.

При фильтровании рама с фильтрами погружается в резервуар, содержащий фильтруемый материал, при чем последний непрерывно перемешивается. При соединении внешней трубы с вакуумом, фильтрат проходит через ткань, а слой осадка нарастает на поверхности ткани. Для промывки осадка фильтр осторожно вынимают из резервуара и переносят в другой резервуар, наполненный промывной водой, поддерживая все время разрежение, чтобы осадок не осыпался. Вследствие вакуума, поддерживаемого

в фильтре, осадок более или менее подсыхает, после чего фильтр разгружается пропусканием воды, воздуха или пара в обратном направлении.

Фильтры Келли. Фильтр Келли состоит из рамы прочной конструкции, на которой укреплен цилиндр, содержащий материал, фильтруемый под давлением. В этот цилиндр вводится станина, на которой укрепляется серия фильтрующих рамок, покрытых фильтровальной тканью. Имеется противовес к станине.

Передняя стенка цилиндра образована крышкой, которая плотно закрывается и составляет одно целое со станиной для фильтров. Аппарат снабжен рядом кранов для подвода воды и воздуха.

Каждый отдельный фильтр (мешок) вагонетки соединяется с отдельной отводной трубой, находящейся в передней крышке цилиндра.

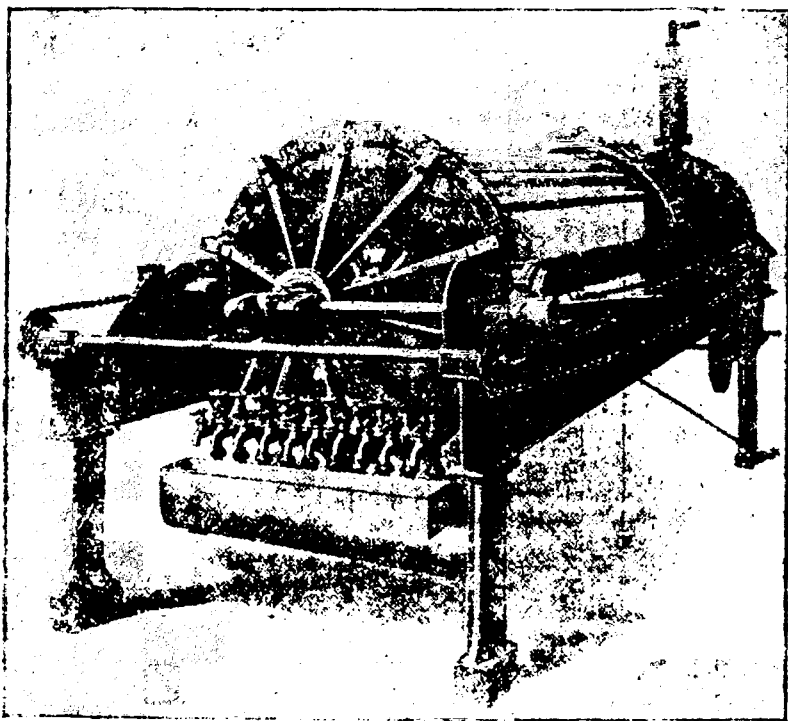


Рис. 199. Фильтрпресс Келли.

Отдельные фильтры по своим размерам точно пригнаны к габаритам цилиндра, в котором помещается станина. Работа фильтра происходит следующим порядком. Фильтры задвигаются внутрь цилиндра, крышка закрепляется, и в цилиндр накачивают фильтруемую жидкость. Воздух удаляется через соответствующие клапаны, а прозрачный фильтрат стекает через отводные трубки в приемный жолоб, находящийся в передней части цилиндра. Если какой-либо отдельный фильтр перестает давать чистый фильтрат, то его выключают, закрывая соответствующий кран, как и в старых типах фильтрпрессов. В случае, если тяжелые частицы осадка начнут оседать на дно резервуара прежде, чем они пристанут к фильтровальному элементу, то производят перемешивание фильтруемого материала путем подачи небольшого количества фильтрата обратно в питающий бак. Толщина осадка определяется автоматическим счетчиком.

Как только образуется осадок достаточной толщины, избыток жидкости сливается или удаляется из цилиндра посредством сжатого воздуха. Затем приступают к промывке осадка водой; когда промывка закончена,

отболчивают переднюю крышку, и она вместе с фильтрами, покрытыми приставшим слоем промытого осадка, откатывается сама от цилиндра, под действием своей тяжести, преодолевая вес контргруза.

Рамы разгружаются от приставшего осадка помощью сжатого воздуха, пара или воды. После удаления осадка разгруженная станина втягивается обратно внутрь цилиндра при помощи противовесов, и процесс фильтрации может быть начат снова.

Пресс Свитланда.

Фильтр Свитланда представляет собой цилиндрический резервуар, состоящий из двух половинок. К верхней половине цилиндра, укрепляемой неподвижно, подвешена серия круглых рамок, покрытых фильтрующей тканью. Нижняя половина цилиндра устроена откидной для облегчения разгрузки фильтра. Во время фильтрования обе половинки цилиндра плотно закрываются, образуя камеру, куда жидкость подается под давлением.

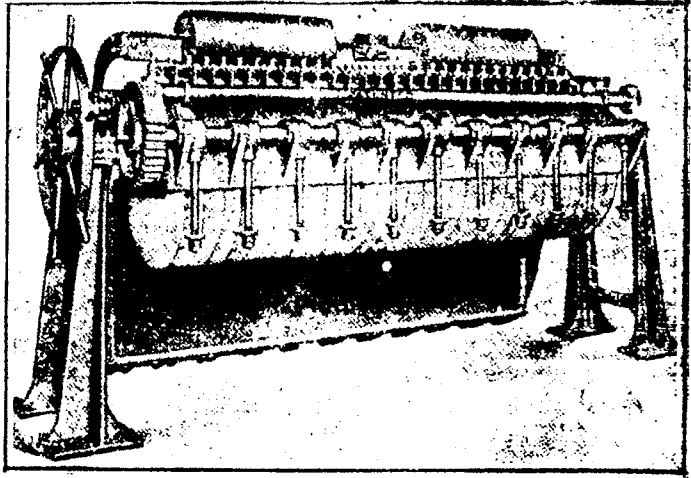


Рис. 200. Фильтрпресс Свитланда.

цилиндра плотно закрываются, образуя камеру, куда жидкость подается под давлением.

Принцип работы фильтра Свитланда тот же, что и фильтра Келли.

Некоторые системы фильтров имеют приспособления для промывания патронов фильтра промывной водой, вместо наполнения ею всего цилиндра фильтра. Имеются также устройства, позволяющие применение более сильной струи при промывке и дающие возможность удалять осадок, не открывая нижнюю часть фильтра.

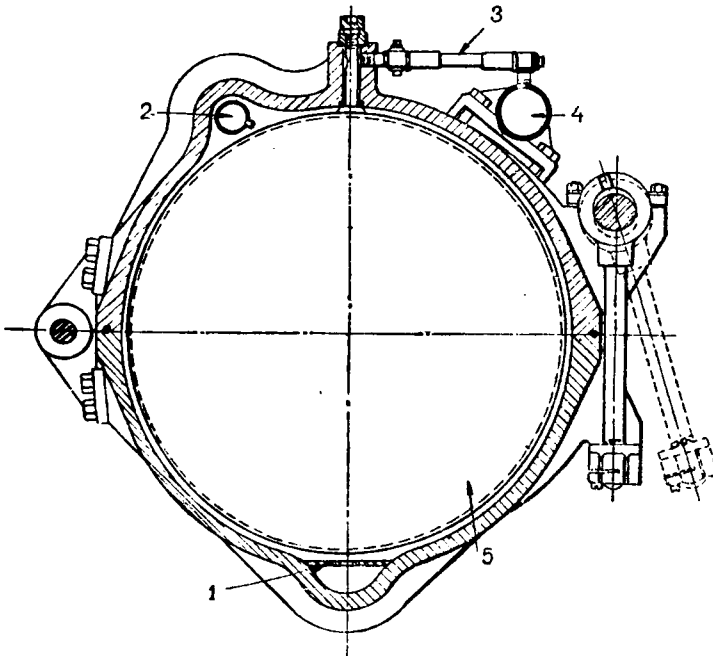


Рис. 201. Поперечное сечение фильтрпресса Свитланда.

ной выше системы появились сравнительно недавно, но принципы, положенные в основу их работы, могут быть использованы во многих случаях и применены к различным местным условиям.

Фильтры описан-

Вращающиеся фильтры непрерывного действия. Описанные выше вакуум-фильтры представляют собою стационарные фильтрующие поверхности, которые присасывают твердые частицы фильтрата. Накопившийся осадок удаляется периодически, или вручную, или путем создания давления на фильтрующую поверхность в направлении, обратном фильтрованию.

В непрерывно действующем фильтре фильтровальная поверхность представляет собою вращающийся барабан, через полые цапфы которого

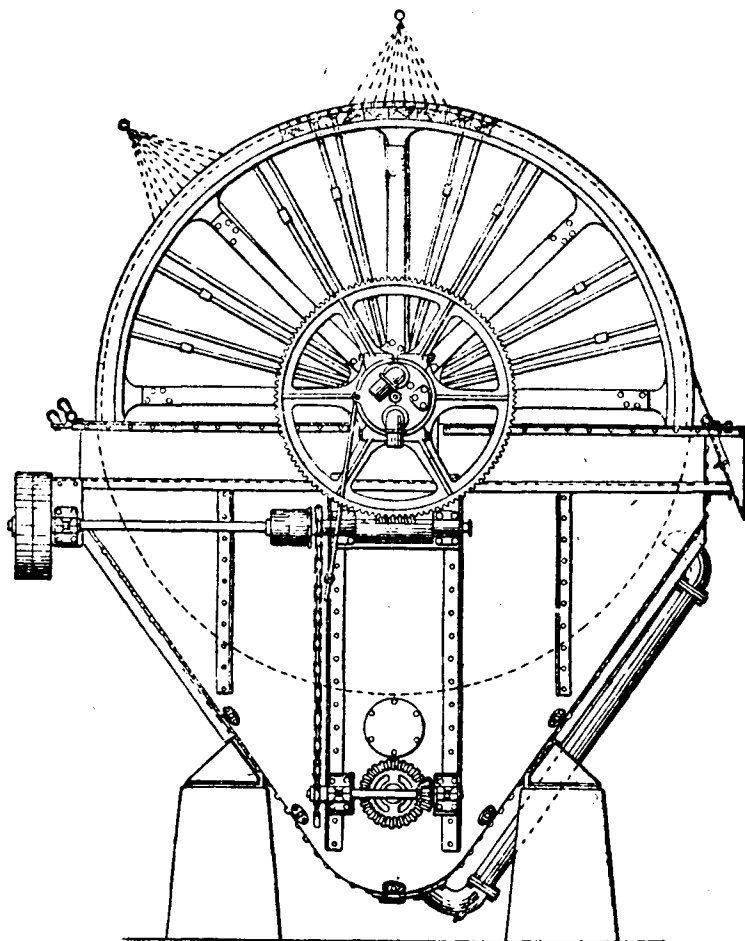


Рис. 202. Вращающийся фильтр Оливера непрерывного действия (вид сзади).

удаляется фильтрат. Вращающиеся фильтры широко применяются в настоящее время при переработке легко фильтруемых материалов, как например, осажденный углекислый кальций.

Вращающейся частью цилиндра является барабан или диск, разбитый продольными радиальными перегородками на ряд смежных отделений, образующих фильтровальные камеры, покрытые фильтровальной тканью.

Отдельные камеры фильтра соединяются с полостью полого вала. Вращающаяся часть фильтра погружена в корыто с фильтруемым материалом. Фильтрующие поверхности любой из камер фильтра погружаются в жидкость, и полости отдельных камер автоматически приходят в сообщение с вакуумом и начинают засасывать в себя фильтрат, покрываясь с поверхности осадком. По мере вращения барабана осадок выходит из жидкости

и промывается водой. Промывная вода разбрызгивается под значительным давлением на поверхности отложившегося слоя осадка.

При дальнейшем вращении барабана осадок подвергается сушке продолжающим просачиваться в ячейку воздухом (благодаря вакууму), затем по мере вращения фильтра включаются клапана для новой операции: сжатый воздух, пар или вода подаются в соответствующие камеры фильтра в обратном направлении, вследствие чего осадок падает в особый приемник. Фильтры этой системы требуют малой затраты труда для обслуживания и пригодны для легко фильтруемых материалов при такой температуре, при которой упругость паров фильтруемой жидкости не слишком высока и не уничтожает работы вакуума-насоса.

Мешечные фильтры. В мешечных фильтрах используется принцип гидростатического напора столба жидкости. Фильтровальные мешки из хлопчатобумажной ткани поддерживаются сеткой, достаточно прочной для того, чтобы противостоять применяемому давлению. Когда фильтруются горячие жидкости, то фильтровальные мешки могут быть подвешены в камере, в которой поддерживается любая температура помощью пара. Этот тип фильтров быстро вытесняется механически действующими фильтрами.

Центрофуги. Применение центробежной силы для отделения твердых частиц от жидкости имеет то преимущество перед простым фильтрованием, что в данном случае не образуется непроницаемого, слишком плотного слоя осадка. Для отделения жидкости от хлопка, шерсти, различных пористых материалов, а также от зернистых и грубокристаллических осадков весьма удобно применение гидроэкстрактора или центрофуги.

Несмотря на то, что имеется множество различных типов центрофуг, все они работают по одному принципу, а именно при быстром вращении дырчатого барабана, наполненного фильтруемым материалом; осадок отбрасывается к внутренним стенкам барабана, а жидкость (фильтрат) проталкивается в кольцевое пространство между внутренним и наружным кожухами.

Центрофуги конструируются таким образом, чтобы ось могла свободно центрироваться и устанавливался центр вращения в центре тяжести барабана и его нагрузки.

При пуске центрофуги обычно наблюдается неравномерность хода, но затем по мере увеличения скорости ход становится ровным, поскольку центр тяжести барабана с загрузкой совпадает с осью вращения.

Центрофуги бывают подвешенного типа, с верхним приводом, или же приводный механизм располагается внизу; в последнем случае ось имеет нижнюю опору, и корзинка центрофуги открыта, как это изображено на рис. 203. Барабаны центрофуги изготавливаются из различных

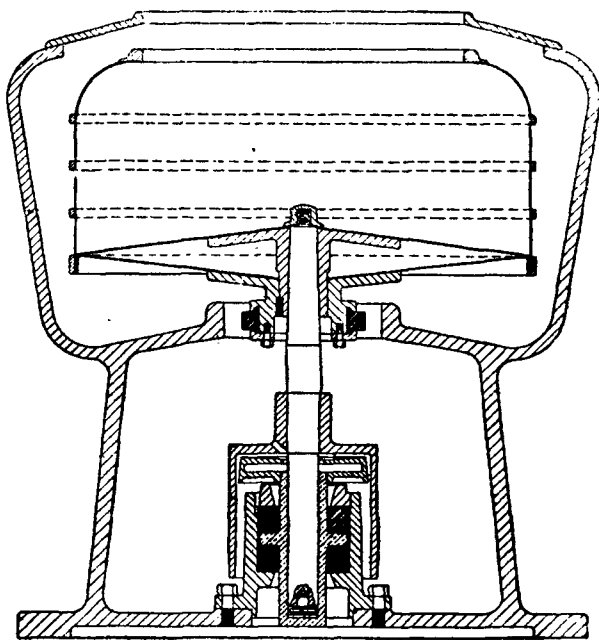


Рис. 203. Гидроэкстрактор.

материалов, как например, сталь, бронза, керамика и др. Дырчатый барабан центрофуги покрывается фильтровальной тканью.

Для многих материалов, волокнистых или грубозернистых, можно при фуговании не покрывать барабана центрофуги тканью. В текстильной промышленности применяются центрофуги с верхней выгрузкой. В химической промышленности предпочтительнее применять центрофуги с нижней выгрузкой, что дает возможность выпускать содержимое центрофуги непосредственно в сборник или на конвейер.

Если при операциях фильтрования применяется избыточное давление, то контроль работы производится помощью соответствующих манометров.

Но при отсутствии приборов при фуговании для непосредственного определения давления, испытываемого стенками корзины или слоем осадка, данная величина определяется путем вычисления центробежной силы в тот момент, когда центрофуга достигла полного числа оборотов.

Формула для определения величины центробежной силы следующая:

$$F = \frac{W V^2}{g R} = \frac{W (2 \pi R N)^2}{g R 3600} = 0,000341 W R N^2,$$

где W — вес в кг, R — радиус в м, N — число оборотов в минуту, V — окружная скорость в м/сек.

Величина центробежной силы является той мерой, которая определяет эффективность фугования.

3. Пористые фильтры

Если обжечь обычный кирпич или глину при низкой температуре, то получается материал с большим количеством мелких каналов. Ясно, что пластической массе перед обжигом можно придать любую форму и что пористость фильтра может регулироваться плотностью обрабатываемого материала. Для некоторых целей такой материал является прекрасной фильтрующей средой. Фильтры могут быть сконструированы из любого бака: материал идет в виде блоков на подложку пористый, фильтруемая жидкость поступает в сосуд, а фильтрат вытекает снизу. Фильтры, работающие под давлением, конструируются по типу патронных фильтров. Ряд пористых полых цилиндров, закрытых с одного конца, другим открытым своим концом заделываются в общую приемную коробку. Цилиндры погружаются в сосуд, наполненный фильтруемой жидкостью.

Между цилиндрами помещается слой крупного песка, под которым имеются трубы для подвода сжатого воздуха для очистки фильтрующих элементов при загрязнении. Фильтры этого типа довольно эффективны для удаления чрезвычайно малых частиц и широко применяются для очистки питьевой воды.

В последние годы стали применять природные пористые песчаники для фильтров данной конструкции. Из этого материала можно готовить плитки, которые затем устанавливаются по месту. Керамиковые плитки имеют то преимущество, что они кислотоупорны.

4. Фильтры с полупроницаемой перегородкой

Некоторые вещества обладают свойством проходить через перегородки из животного пузыря или пергаментной бумаги, в то время как другие вещества задерживаются ими; это свойство указанных перегородок дает ценный метод разделения веществ. Сам процесс носит название диализа и широко применяется в свеклосахарной промышленности.

Диализаторы для извлечения растворимых „кристаллоидов“ из раствора конструируются по типу фильтрпрессов. Сок и воду подают медленно

по двум трубам в камеры, разделенные пергаментом. Кристаллоид диффундирует через перегородку в воду, и обе жидкости непрерывно вытекают по отдельным трубам.

Разделение в гидравлических или винтовых прессах

Когда необходимо отделить малые количества жидкости от относительно большого количества твердого вещества, как, например, масло от семян или парафин от масла, то применяют большие давления, чем те, которые обычно применяются в фильтрпрессах. Для этой цели используют обычно винтовые или гидравлические пресса. Пресс в целом, а также та часть станины, в которой помещается отжимаемая масса, должен представлять весьма солидную и прочную конструкцию. Масса подвергается сильному сдавливанию либо посредством мощного винта с коленорычажным соединением, либо при помощи гидравлической рамы. Например, для получения яблочного сока яблоки обрабатываются в прессе, состоящем из конического корпуса, сделанного из стальных полос, близко поставленных друг к другу и снабженного внутри мощным винтом. Загрузка массы производится из бункера со стороны большего диаметра, при чем она продавливается винтом сквозь корпус параллельно его оси; жидкость вытекает через небольшие щели между полосами. Давление регулируется изменением размера выходного отверстия со стороны меньшего диаметра. Продолжительность пребывания загрузки под давлением зависит от скорости вращения винта. Хотя жидкость должна пройти относительно большое расстояние через материал, но все же давление здесь не так велико, как в гидравлическом прессе, при чем производительность аппарата весьма значительна, затраты же на рабочую силу ничтожны. Поэтому такой тип пресса там, где он применим, считается непревзойденным.

ЗАМЕЧАНИЯ ПО РАБОТЕ ФИЛЬТРОВ

В фильтрах закрытого типа, работающих под давлением, иногда возникают явления, препятствующие непрерывной работе фильтра. Вызываются эти явления тем, что по обе стороны фильтрующей поверхности мы имеем неодинаковые давления. Так, например, горячие растворы становятся пересыщенными вследствие очень быстрого испарения, происходящего из-за падения давления; кислые карбонаты кальция и магния теряют двуокись углерода и отлагаются в кристаллическом состоянии на фильтре. Этих затруднений часто можно избежать, производя разгрузку фильтра под давлением, что осуществляется пропусканием фильтрата из пресса через U-образную трубу, открытую наверху. Выход для фильтрата устраивается таким образом, чтобы он был на виду у работающего при прессе.

Давление, создаваемое при выгрузке, противодействует давлению насоса, подающего фильтруемую жидкость. Но имеющая место в данном случае потеря давления может быть устранена соответствующим увеличением рабочего давления насоса, так как эффективным давлением является разность давлений по обе стороны фильтрующей поверхности.

Выбор насоса. В течение ряда лет при фильтровании под давлением применялись по преимуществу поршневые насосы и монжюсы. Поршневые насосы сильно сжимают слой осадка вследствие обычного наличия пульсаций. Вместе с тем, когда насосы снабжены шаровыми клапанами, имеет место заедание последних. Монжюс является удобным с многих точек зрения, но он громоздок и потребляет большие количества сжатого воздуха. Центробежные насосы эффективны только в том случае, если надлежащим образом подобрана их производительность. Ротационные насосы находят за последнее время все большее применение: они, действуя на жидкость непосредственно, как поршневые насосы, не

обладают недостатками последних, связанными с присутствием клапанов и наличием пульсаций. Необходимо предусмотреть устройство для пере-пускания части подаваемой жидкости обратно в питающий бак в том случае, когда производительность насоса превосходит пропускную способность фильтрпресса.

Однородность осадка. Когда желают промыть осадок, особенно в патронных фильтрах, необходимо, чтобы он был однородным, так как только тогда возможно равномерное распределение промывной воды. Если частицы осадка неоднородны по своей величине и форме, т. е. когда был добавлен „вспомогательный порошок“ (см. стр. 472), то последний должен быть во время фильтрования во взмученном состоянии, в противном случае тяжелые частицы будут оседать и накапливаться на дне фильтра, тогда как более легкие частицы, которые фильтруются менее легко, будут находиться наверху. В этом случае нижняя часть фильтра будет промываться хорошо, а верхняя — недостаточной степени. Если осадок оседает с заметной скоростью, то фильтрование должно предшествовать декантации. При неоднородном осадке или осадке, содержащем „вспомогательные порошки“, перемешивание может быть необходимо для того, чтобы обеспечить образование ровного осадка.

Долговечность фильтровальной ткани. Если фильтруются кислые или щелочные жидкости, то очень важно избежать концентрирования их на фильтровальной ткани вследствие высыхания ткани как во время разгрузки и чистки, так и в то время, когда пресс не работает. В противном случае ткань может быть сильно повреждена. Когда пресс не работает, он должен быть наполнен водой не только для защиты ткани, но также потому, что в этом случае образуется непристающий окисел, который легко может быть удален перед началом работы пресса.

Закупорка ткани. При наличии мельчайших клейких и липких осадков грязь проникает в ткань и закупоривает ее поры, в результате чего получается заметное увеличение сопротивления. Во многих отраслях промышленности экономическая долговечность фильтровальной ткани скорее ограничена явлением закупорки, нежели ослаблением самой ткани. Иногда ткань может быть очищена подходящим растворителем, но часто очистка ткани весьма затруднительна. В том случае, где это допустимо, для уменьшения явления закупоривания пресс сперва загружают „вспомогательным порошком“ для образования легко удаляемой фильтрующей среды, которая будет препятствовать проникновению мельчайшего осадка в поры ткани. Проволочная сетка имеет меньшую тенденцию к закупориванию, чем матерчатая ткань, и допускает более сильную обработку в процессе очистки.

Выбор фильтра. Когда возникает новая проблема в фильтровании, то невозможно предсказать с уверенностью, какой из многих факторов, влияющих на выбор фильтра, будет иметь наибольшее значение; несмотря на это, все же здесь могут быть полезны следующие обобщения.

Тип патронного фильтра, работающего под давлением, применяется для обработки осадков, которые трудно фильтруются и поэтому требуют применения давления. Под давлением осадок может быть подвергнут долгой, тщательной промывке. Более того, при работе под давлением фильтруемая жидкость и промывная вода могут быть нагреты выше температуры кипения их под атмосферным давлением, без возникновения явлений испарения или серьезного охлаждения во время фильтрования. Так как эти фильтры легко очищаются, то они в особенности применимы в тех случаях, когда приходится иметь дело с большими количествами осадка.

В камерном прессе также без труда могут применяться высокие давления и температура. Промывка, однако, менее производительна, чем в патронных фильтрах. Затрата рабочей силы на разгрузку и новую загрузку

много больше, чем для патронных прессов; но начальная стоимость на кв. метр фильтрующей поверхности меньше. Кроме того, камерный пресс имеет преимущества перед патронным в том случае, когда соотношение между осадком и жидкостью мало и, особенно, в том случае, когда нет необходимости часто чистить пресс. Для малого масштаба работы он обычно превосходит другие прессы. Камерный пресс также может быть приспособлен для получения сухого твердого осадка.

Легко фильтруемые вещества, которые можно фильтровать холодными и которые не требуют промывки или, по крайней мере, требуют короткого периода промывки, лучше всего обрабатываются на непрерывно действующих вращающихся фильтрах. Особенно успешно они применяются для обезвоживания. Подобного рода фильтры оправдывают себя, конечно, только при большом масштабе производства.

Для удаления очень малых количеств осадка из больших объемов воды часто применяются песочные фильтры. Такой тип фильтров широко применяется при очистке воды. Коробчатые фильтры с тканью или другой фильтрующей средой иногда применяются для малого масштаба работы, особенно для весьма легко фильтруемых веществ.

Кислые жидкости можно обрабатывать на рамочных фильтрпрессах, сконструированных из дерева, на вращающихся фильтрах непрерывного действия, выполняемых из кислотоупорного материала, или в открытом баке с погруженными вакуум-патронными фильтрами из дерева или свинца.

Щелочные растворы с успехом фильтруются через проволочные сетки.

Обезвоживание легко фильтруемых твердых кристаллических осадков лучше всего производится на центрифугах. При обработке в последних не очень мелких кристаллов (проходящих через сито порядка 30—40 меш), количество удерживаемого после фугования маточного раствора может быть доведено до 5% и меньше.

РАСЧЕТ ФИЛЬТРОВ

Отфильтрованный осадок состоит из массы мельчайших неправильных по своей форме частиц, тесно прижатых друг к другу. Жидкость, проходя через осадок, протекает через пустоты между этими частицами и всегда следует закону прямолинейного движения (см. вып. I, стр. 53).

Осадок можно рассматривать как целый ряд капиллярных трубок определенного среднего диаметра. Поток через один из этих капилляров определяется уравнением Пуазейля:

$$\Delta P = \frac{32\mu Lu}{gD^2},$$

где ΔP — падение давления, μ — абсолютная вязкость жидкости, L — длина трубки, u — линейная скорость жидкости и D — диаметр капилляра. Для слоя осадка толщиной L , площадью A и с K — капиллярами на единицу площади

$$\frac{dV}{dt} = K \frac{\pi D^4 \Delta P}{128\mu L} A.$$

$\frac{dV}{dt}$ является скоростью потока в определенном объеме в единицу времени. Это уравнение не может быть непосредственно применено к разрешению проблемы фильтрования, но понимание его поможет объяснить происходящие явления и даст возможность вывести рабочее уравнение.

Это же уравнение показывает, что для несжимаемых осадков, т. е. таких, которые обладают постоянной величиной пустот, скорость фильтрования пропорциональна избыточному давлению, но что для сжимаемых осадков скорость фильтрования будет увеличиваться значительно менее быстро, чем это соответствует увеличению давления, потому что повы-

шенное давление уменьшает величину пор. Вследствие этого можно ожидать, что поведение осадка под давлением будет сильно меняться в зависимости от характера его.

Так как скорость потока через капиллярные трубки обратно пропорциональна вязкости жидкости, то при понижении температуры фильтрования скорость фильтрования уменьшается вследствие увеличения вязкости фильтруемой жидкости. Имеющиеся данные недостаточны для того, чтобы точно установить, какая зависимость существует в каждом случае. Если физический характер осадка не меняется с температурой, можно принять, что скорость потока обратно пропорциональна вязкости; зависимость эта была доказана экспериментальными результатами, полученными над однородными несжимаемыми осадками.

Уравнение, кроме того, показывает, что скорость фильтрования прямо пропорциональна площади фильтра и обратно пропорциональна толщине слоя осадка.

Дифференциальные уравнения для несжимаемых однородных осадков

Так как падение давления при прохождении жидкости через слой осадка пропорционально скорости потока, то наиболее удобно принять скорость фильтрования равной движущей силе, т. е. давлению (напору), деленному на сопротивление. Последнее, однако, состоит из двух частей: сопротивления слоя осадка R и сопротивления каналов пресса и фильтрующей среды. В хорошо сконструированном прессе сопротивления главных каналов должны быть незначительными, и потому сопротивление пресса будет обратно пропорционально фильтрующей площади. Отсюда

$$\frac{dV}{d\theta} = \frac{P_t}{R + \frac{p}{A}} \quad (1)$$

Значение всех обозначений дается в таблице на стр. 487. Для тех случаев, когда сопротивление пресса и фильтрующей среды мало по сравнению с сопротивлением слоя осадка (что обычно имеет место для медленно фильтрующихся осадков), уравнение принимает следующий вид

$$\frac{dV}{d\theta} = \frac{P}{R} \quad (1a)$$

Временно этим выражением и будем пользоваться; поправочный коэффициент на сопротивление пресса будет включен позже. Так как сопротивление осадка прямо пропорционально толщине его и обратно пропорционально площади пресса, то очевидно, что $R = \frac{rL}{A}$. Так как полный объем отдельных слоев осадка в прессе равен LA , а объем осадка, приносимого жидкостью, равен vV , то, приравняв их, получим

$$L = \frac{vV}{A}$$

Таким образом можно написать

$$R = \frac{rvV}{A^2},$$

откуда уравнение (1a) принимает вид

$$\frac{dV}{d\theta} = \frac{PA^2}{rvV} \quad (2)$$

или, вводя сопротивление пресса, уравнение (1) принимает следующий вид:

$$\frac{dV}{d\theta} = \frac{P_t \cdot A^2}{rV + A\rho} \quad (26)$$

Обозначения:

- A — общая площадь фильтрующей поверхности в м²,
- V — полный объем фильтрата в куб. метрах, функция от времени θ ,
- v — объем слоя осадка, отлагающегося на фильтре, в куб. метрах на единицу объема фильтрата,
- P — падение давления через слой осадка,
- P_t — падение давления через слой осадка, фильтрующую среду и каналы пресса,
- θ — продолжительность операции фильтрования,
- R — общее сопротивление слоя осадка проходящему через него потоку фильтрата,
- r — удельное сопротивление слоя осадка, т. е. сопротивление единицы объема,
- r' — коэффициент в уравнении: $r = r'P^s$
- r'' — " " " " $r = r''P^s \left(\frac{dV}{Ad\theta} \right)^t$
- $\frac{\rho}{A}$ — сопротивление каналов пресса и фильтрующей среды, где ρ является коэффициентом,
- l — толщина слоя осадка — функция от времени θ ,
- s — коэффициент сжимаемости, равен нулю для несжимаемых осадков, но ни в коем случае не больше единицы даже для наиболее сжимаемых осадков,
- t — коэффициент скоростного эффекта, равен нулю для однородных осадков и редко имеет значение выше 4 или 5.

Уравнения (2a) или (26) являются совершенно удовлетворительными для несжимаемых осадков, т. е. таких, в которых увеличение давления в прессе не уменьшает эквивалентного диаметра пустот между частицами. Однако, существование таких осадков в промышленной практике является сомнительным. Такой осадок может быть получен искусственным путем, если, напр., такое вещество, как кизельгур, поместить в пресс, подвергнуть его высокому давлению и затем работать при давлении, которое будет всегда ниже того максимального, которому он уже был подвергнут. При этих условиях данное уравнение оправдывается количественно. Несмотря на то, что оно неточно, это уравнение все же является удовлетворительным как техническое приближение для таких осадков, как песок, карбонат кальция, бикарбонат натрия или других грубых, зернистых твердых частиц.

Дифференциальные уравнения для сжимаемых однородных осадков

Большая часть осадков принадлежит к числу сжимаемых. Например, очень мелкие частицы несомненно зернистого строения, как сульфат бария, все же способны уплотняться под действием высокого давления и увеличенной скорости потока жидкости, проходящей через осадок. Другого типа осадки, как, например, гидраты окислов тяжелых металлов, фосфат кальция, применяемый для очистки сахарных сиропов, являются весьма сжимаемыми, и их удельное сопротивление чрезвычайно увеличивается с увеличением давления. Для таких осадков общее применение уравнений, данных в форме (2a) или (26), недопустимо.

Несмотря на то, что проделано очень много экспериментальных работ в этой области, все же теоретическое разрешение проблемы чрезвычайно затруднительно и еще не закончено. Во-первых, осадки, которые обнаруживают эффект сжимаемости, в значительной степени являются гидратированными осадками; степень гидратации и величина частиц чрезвычайно чувствительны к тем условиям, в которых осадки получают и прогрессивно изменяются в зависимости от времени. Вследствие этого получение осадков определенного характера для экспериментальной ра-

боты очень затруднительно. Далее, свойства этих осадков столь чрезвычайно чувствительны к температуре, что незначительное изменение ее в процессе фильтрования сильно влияет на результаты. Несмотря на эти экспериментальные трудности, в качестве определенного теоретического заключения можно для практических проблем технического конструирования допустить, что удельное сопротивление γ является показательной функцией давления, а показатель степени s вообще меньше единицы. Вследствие этого $\gamma = \gamma' P^s$, откуда

$$\frac{dV}{d\theta} = \frac{PA^2}{\gamma' V P^s} = \frac{P^{1-s} A^2}{\gamma' V} \quad (3)$$

Дифференциальные уравнения для сжимаемых осадков (общий вывод)

Так как клейкие сжимаемые осадки проявляют наибольшее сопротивление при фильтровании и наиболее трудно поддаются обработке, то было приложено много усилий для улучшения методов их фильтрования. Одним из наиболее успешных методов является прибавление к этим осадкам некоторого количества пористого зернистого материала, который разрывает массу и создает возможность легкого фильтрования. Из этих так называемых „вспомогательных порошков“ инфузорная земля является одним из лучших. При фильтрации подобных осадков с добавкой вспомогательных порошков найдено, что фильтрация с постоянной скоростью при возрастающем давлении в среднем более эффективна, чем фильтрация, при которой постоянное давление в течение всего процесса поддерживается при максимальном значении, достигнутом при режиме с постоянной скоростью.

Главная причина этого явления, очевидно, заключается в следующем. Если в начале фильтрования было применено высокое давление, то начальная скорость чрезвычайно велика, так как толщина слоя осадка, а, следовательно, и сопротивление его, незначительны.

При большой скорости потока жидкости происходит отрывание прилипших частиц осадка от „вспомогательного порошка“, т. е. от инфузорной земли. Жидкость снова становится взмученной, что способствует проникновению клейких частиц осадка в поры фильтрующего слоя. В конечном результате поры фильтра закупориваются, вследствие чего в начальной стадии фильтрования развивается чрезвычайно большое сопротивление слоя осадка. Так как отложившийся в начале фильтрования осадок сохраняется в течение всего цикла, то средняя скорость фильтрования оказывается соответственно уменьшенной. С другой стороны, если фильтрование было начато с умеренной скоростью, при которой клейкие частицы не отрываются от вспомогательного порошка, то сопротивление не возрастает, и эффективная скорость фильтрования увеличивается. Это явление наблюдается не только при добавлении вспомогательных порошков, но также и в тех случаях, когда сам осадок состоит из частиц различной величины; большие частицы остатка зернисты и относительно прочны, как в случае отфильтровывания угля от смолы и т. п.

Очевидно, это явление отрывания не развивается в однородных, хотя и сжимаемых осадках. Однако, последние при некоторых условиях, в среднем, фильтруются быстрее при постоянной скорости, чем при постоянном давлении; в этих случаях исследование осадка до окончания процесса фильтрования покажет наличие отстоя, — т. е. фильтр был использован в качестве аппарата для декантации. Вообще, осадок должен был бы быть декантирован, по возможности, до фильтрования, так как конструкция и работа аппарата для декантации дешевле, чем работа фильтра.

Другими словами, в том случае, когда фильтры работают хорошо, — в них не происходит декантация, и применимо уравнение (3).

В том случае, когда имеются добавки к осадкам, явление отрыва частиц может быть учтено путем увеличения коэффициента сопротивления пропорционально не только P^s , но также и показательной функции линейной скорости прохождения фильтрата через осадок. Обозначая показатель степени через t , имеем: $r = r'' P^s \left(\frac{dV}{A d\theta} \right)$.

Следовательно, если закупоривание из-за проникновения частиц в поры уже имело место, то уменьшение скорости или давления не уменьшит появившегося сопротивления. Выражение для скорости должно быть под знаком интеграла, в то время как коэффициент, обозначающий давление, выносится за знак интеграла. Очевидно, что

$$dR = \frac{rdL}{A}$$

и так как

$$dL = \frac{vdV}{A},$$

то

$$R = \frac{r''vP^s}{A^{2+t}} \int \left(\frac{dV}{d\theta} \right)^t dV.$$

Общая формула процесса фильтрования поэтому будет иметь вид:

$$\frac{dV}{d\theta} = \frac{P^{1-s} A^{2+t}}{r''v \int \left(\frac{dV}{d\theta} \right)^t dV}. \quad (4)$$

Для однородных осадков $t=0$, и уравнение (4) принимает вид (3).

Интегральные уравнения

Интегрирование этих выражений дает следующие уравнения. Во всех случаях принято, что $V=0$ при $\theta=0$.

Однородные осадки

Постоянное давление:

$$\frac{V^2}{A^2} = \frac{2P^{1-s}\theta}{r''v}. \quad (3a)$$

Постоянная скорость.

$$\frac{dV}{d\theta} = \frac{V}{\theta} = \text{const.} = \frac{P^{1-s}A^2}{r''vV}. \quad (36)$$

Постоянное падение давления через слой осадка:

$$\left(\frac{P}{V} \right)^{1-s} = \text{const.} = \frac{r''vV^{1+s}}{A^{2\theta(1+s)}}. \quad (3в)$$

Осадки со „вспомогательным порошком“ или эквивалентные им

Постоянное давление:

$$\left(\frac{V}{A} \right)^{2+t} = \frac{P^{1-s}}{r''(1+t)v} \left(\frac{2+t}{1+t} \theta \right)^{1+t}. \quad (4a)$$

Постоянная скорость:

$$\frac{dV}{d\theta} = \frac{V}{\theta} = \text{const.} = \left(\frac{P^1 - s A^2 + t^1}{r^1 v V} \right)^{\frac{1}{1+t}} \quad (46)$$

Последние два уравнения менее точны, чем первые три, но все же они являются удовлетворительными для целей интерполяции.

Уравнения для нутч-фильтров

Нутч-фильтры обычно работают только под статическим давлением столба жидкости. Поэтому обсуждение процесса фильтрования с количественной стороны требует известных видоизменений общих уравнений. Детали часто встречающихся случаев приводятся ниже.

Случай А. Весьма незначительный осадок. Фильтры, применяемые для удаления небольших осадков, не оказывают другого сопротивления при фильтровании, кроме сопротивления самой фильтрующей среды. Последняя может представлять собой ткань, бумагу, песок, кокс или гравий, и скорость потока через промежутки между твердыми частицами фильтра подчиняется законам движения вязких жидкостей (стр. 53). Полученный слой осадка на фильтрах такого типа не принимается во внимание.

Допустим, что температура в процессе фильтрования постоянна, и поэтому вязкость не меняется. Давление измеряется гидростатическим напором столба жидкости H . Следовательно

$$\frac{dV}{d\theta} = KHA \quad (5)$$

или, интегрируя и допустив, что H поддерживается постоянным

$$V = KHA\theta + \text{const.} \quad (5a)$$

Если продолжительность фильтрования и объем фильтрата одновременно положить равными нулю, то постоянная интегрирования также будет равна нулю. Если, однако, нутч-фильтр наполнить вначале и дать ему стечь при постоянной температуре без добавления новых порций жидкости, то скорость потока за все время будет пропорциональна площади ящика и давлению, имеющему место в данный момент. Допустив, что ящик имеет вид прямоугольника, и потому A постоянно,

$$\frac{dV}{d\theta} = KHA,$$

или, подставляя $A dH$ вместо dV и интегрируя в пределах от H_1 до H_2 , получаем

$$\ln \frac{H_1}{H_2} = K\theta.$$

Столб H должен быть измерен, считая до низа фильтрующего слоя. Так как эти уравнения вычислены для постоянной толщины фильтрующей среды, то они непригодны в том случае, когда уровень жидкости опускается ниже поверхности фильтрующего слоя.

Случай Б. Зернистые осадки, легко оседающие в нутч-фильтре. Для зернистых осадков, которые могут быть рассматриваемы как несжимаемые, скорость потока прямо пропорциональна давлению. Крупнозернистый осадок будет оседать на фильтре почти немедленно, поэтому давление столба жидкости при фильтровании будет постоянным. Толщина слоя осадка прямо пропорциональна объему осадка, прибавленного к фильтру, плюс начальная толщина, т. е. количество осадка, которое вошло в фильтр вместе с жидкостью, необходимой для наполнения ящика, или

$$L = L_0 + \frac{\alpha V}{A}.$$

где L_0 — начальная толщина осадка.

$$\frac{dV}{d\theta} = \frac{KHA}{L} = \frac{KHA}{L_0 + \frac{\alpha V}{A}} \quad (6)$$

$$\frac{L_0 dV}{A} + \frac{\alpha V dV}{A^2} = KH d\theta \quad (6a)$$

$$\frac{L_0 V}{A} + \frac{\alpha V^2}{2A^2} = KH\theta + \text{const.} \quad (6b)$$

В случае фильтрации при изменяющейся высоте слоя жидкости, т. е. в том случае, когда фильтр заполняется жидкостью только один раз и стекает весь без добавки свежих порций жидкости, уравнение упрощается, как в предыдущем случае:

$$\ln \frac{H_1}{H_2} = K\theta. \quad (6в)$$

Это происходит потому, что осадок оседает в начале процесса фильтрования и, будучи несжимаемым, ведет себя как песочный фильтр типа А.

Зернистые осадки, которые легко оседают, но являются сжимаемыми, подчиняются тем же законам, потому что если давление столба жидкости постоянно, то осадок сжимается равномерно в течение всего процесса фильтрования; если же давление столба жидкости изменяется в процессе фильтрации, то наибольшее давление будет иметь место вначале, и осадок, однажды сжатый не слишком высоким давлением, не очень изменяется по плотности по мере падения последнего. Эта сжимаемость может быть выражена уравнением, так как если $L = kH_1$

$$\frac{dV}{d\theta} = \frac{kNA}{kH_1}.$$

Когда давление столба жидкости падает и $dV = -AdH$,

$$\ln \frac{H_1}{H_2} = \frac{c\theta}{H_1}. \quad (6г)$$

ПРИМЕНЕНИЕ И ИНТЕРПРЕТАЦИЯ УРАВНЕНИЙ

Уравнения фильтрования при постоянном давлении могут служить проверкой экспериментальных данных в пределах точности, т. е. за время данного цикла фильтрования отношение $\frac{V}{A}$ пропорционально корню квадратному от времени (см. стр. 489), и коэффициент пропорциональности меняется от цикла к циклу как показательная функция давления, при чем показатель степени становится равным $1 - s$. Показатель s меняется от 0 в случае несжимаемых осадков до максимальной величины, примерно, 0,85 для наиболее сжимаемых осадков. С другой стороны, уравнения постоянной скорости для сжимаемых осадков не годятся для начального периода фильтрования. При фильтровании с постоянной скоростью давление иногда внезапно достигает величины, значительно большей, чем вычислено по уравнению. Затем давление остается почти постоянным в течение всего процесса фильтрования, а к моменту окончания цикла фильтрования выравнивается и хорошо согласуется с уравнением. Возможно, что это расхождение в начале цикла вызвано закупориванием фильтровальной ткани. Это явление обнаруживается в значительной мере только в случае сильно сжимаемых осадков, сопротивление которых при низких давлениях ничтожно по сравнению с сопротивлением при высоких давлениях. Когда такие осадки проникают в пустоты фильтрующей среды, то они уплотняются, образуя сетчатую фильтрующую поверхность, которая значительно меньше, чем это соответствует члену A в уравнении, представляющему собой суммарную площадь фильтрующей поверхности. Создающееся при закупоривании сопротивление поэтому очень велико по сравнению с тем, которое дается уравнением для начальных ступеней цикла, но все же оно ничтожно, если рассматривать весь период фильтрования в целом. Так как для технических установок начальные периоды цикла фильтрования представляют сравнительно незначительный интерес, то уравнения для постоянной скорости можно принять с безопасностью, так как они отображают общий рабочий процесс аппарата. Явление закупоривания не обнаруживается в циклах с постоянным давлением, потому что в них сопротивление первых слоев отложившегося осадка велико по сравнению с этим поправочным коэффициентом.

Общее применение уравнений. В случае однородных сжимаемых осадков, которые фильтруются при таких условиях, что декантация не играет роли в процессе фильтрования, при чем коэффициенты s и γ' , определен-

ные в условиях режимов „постоянного давления“ или „постоянной скорости“, достаточно хорошо совпадают, величина γ' при постоянной скорости, повидимому, выше, чем при постоянном давлении. В том случае, когда имеет место декантация в фильтре с вертикальной фильтрующей поверхностью, величина γ' значительно ниже. Поэтому следует всегда определять экспериментально коэффициенты для того вещества, для которого данное уравнение предполагают применить, в условиях возможно близких к тем, которые будут встречаться на практике, т. е. — если предполагают проводить процесс фильтрования при режиме „постоянной скорости“, или „постоянного давления“, или же с постоянным градиентом давления, то следует определить экспериментальные данные для каждого режима работы в отдельности. С другой стороны, если имеются данные, полученные при одних условиях, то можно безопасно применять эти же данные и для других условий, если предварительно обеспечить предварительную оценку влияния изменений, имеющих место в новых условиях.

Изменения различных осадков. Как уже было указано выше, сжимаемые осадки чрезвычайно чувствительны к тем условиям, в которых они получаются, и эти осадки быстро изменяются по своему характеру в зависимости от времени, при чем это изменение становится прогрессивно тем меньше, чем дольше продолжается этот период.

Так, например, производились наблюдения над осадками, отфильтрованными при предположительно одинаковых условиях, но продолжительность фильтрования которых изменялась в четыре раза. Вследствие этого лабораторные данные, полученные из опытов малого масштаба, могут быть использованы для проектирования (в случае перехода на большой масштаб производства) только лишь как первое приближение. В лаборатории, путем создания соответствующих условий, возможно получить осадок с максимальным удельным сопротивлением, так что аппаратура, сконструированная на основании этих данных, будет рассчитана с запасом. Однако, невозможно оценить величину фактора безопасности, введенного таким образом. Вследствие этого, в случае конструирования аппаратуры для нового процесса только на основании опытов малого масштаба, необходимо подходить к расчету весьма осторожно, предусмотрев известный запас производительности фильтра.

Постоянство установившегося процесса. Для одной важной цели эти уравнения вполне надежны, а именно: в том случае, когда завод работает нормально, константы этих уравнений могут быть получены из средней работы фильтровальной аппаратуры для осадков, полученных в нормальных установившихся условиях. Полученные таким образом коэффициенты могут быть с безопасностью использованы для оценки результата предполагаемого изменения режима работы на заводе, или при проектировании фильтров для новых установок, если на новом заводе условия ведения процесса будут аналогичны прежним.

Промывка. Несмотря на то, что данные, полученные при фильтровании, могут быть использованы также для вычисления продолжительности промывки, все же лучше получить данные по промывке непосредственно, особенно в случаях применения камерного или рамочного фильтпрессов, так как здесь при промывке осадка жидкость пропускается в обратную сторону, что ослабляет сопротивление осадка, и промывка ускоряется. Степень уменьшения сопротивления слоя осадка в данном случае может быть определена только экспериментально.

Режимы „постоянного давления“ и „постоянной скорости“. Выведенные нами уравнения показывают, что для однородных осадков фильтрование при постоянном давлении лучше, чем при постоянной скорости. С другой стороны, при работе при постоянном давлении начальная скорость настолько велика, что не исключена возможность образования мутного фильтрата. Поэтому даже в случае работы при постоянном давлении

нии лучше вначале фильтровать с низкой и постоянной скоростью, пока на фильтрующей среде не отложится достаточный слой осадка.

Максимальное давление, которое может быть допущено в процессе фильтрования, определяется прочностью фильтрующей среды и способностью осадка проходить через поры фильтра. Чем выше давление, тем быстрее изнашивается фильтровальная ткань, и тем больше возможность образования мутного фильтрата. При работе с сильно сжимаемыми осадками преимущество, получаемое от увеличения давления, настолько незначительно, что гораздо разумнее вести процесс фильтрования при низком давлении. Однако, это оптимальное в данных условиях давление должно быть определено экспериментально для каждого вида осадка в отдельности.

Определение коэффициентов. Уравнения показывают, что для неоднородных осадков лучше применять режим „постоянной скорости“ или „постоянного градиента давления“, чем режим „постоянного давления“. При этом преимущества тем значительнее, чем больше коэффициент скорости. Здесь также максимально допустимое давление определяется опасностью разрыва фильтрующей среды и наличием возможности получения мутного фильтрата.

При определении коэффициента для однородных осадков в циклах с режимом „постоянного давления“ лучше всего строить диаграмму V^2 по θ . Таким образом будет очевидна ошибка в определении начального момента операции, которая могла бы повлиять на результаты вычислений. При сравнении наклонов двух или более таких кривых, полученных при различных давлениях, можно вычислить s , а отсюда r' . Для режима „постоянной скорости“, независимо от того, будет ли осадок однороден или нет, диаграмму P по V строят на логарифмической бумаге. Наклон равен $1-s$, и таким образом r' можно вычислить по любой точке кривой для однородного осадка. Для неоднородного осадка t должно быть определено из двух опытов при различных скоростях или из цикла „при постоянном давлении“.

Если „вспомогательный порошок“ или другой зернистый материал взяты в достаточном количестве по отношению к осадку и образуют как бы скелет, объем пустот которого больше, чем можно заполнить осадком, то очевидно, что в данном случае осадок сам по себе будет лишь незначительно сжимаемым (т. е. $s=0$). Это обычный случай, так как если добавить меньше „вспомогательного порошка“, то пустоты в слое осадка не увеличатся, и сопротивление фильтрованию не уменьшится. Вследствие этого обычно принимают такое упрощающее допущение там, где применяются вспомогательные разрыхлители. Соответственно, градиент давления $\frac{P}{V}$ должен быть постоянным в циклах при постоянной скорости. Это заключение может быть проверено экспериментальными данными.

Сопротивление пресса. Следует отметить, что эти уравнения не учитывают сопротивления пресса. Вследствие этого в циклах с режимом „постоянной скорости“ член P обозначает измеренное давление минус давление на пресс в начале цикла. В циклах с постоянным давлением при работе с осадками, обладающими малым сопротивлением (малые значения r), коэффициент, выражающий сопротивление пресса, $\frac{P}{A}$, должен быть прибавлен к знаменателю в уравн. (4) до начала интегрирования.¹

¹ При введении поправок, учитывающих сопротивление пресса, интегрированные формулы для постоянного давления принимают вид:

для однородных осадков:

$$r v P_t^s \left(\frac{V}{A}\right)^2 = 2P_t \theta - 2p \left(\frac{V}{A}\right)$$

Однако, когда сопротивление осадка велико, то этот поправочный коэффициент настолько мал, что данные уравнения могут быть применены и без него, в особенности тогда, когда они используются для конца цикла фильтрования, а не для начальных стадий его; так как этими уравнениями пользуются при проектировании, то целесообразнее не усложнять их и пользоваться ими в более простой форме, при чем вместе с тем необходимо иметь в виду известную ограниченность применения их.

Значение этих уравнений (см. стр. 489) и приложение их при рассмотрении факторов, регулирующих выбор фильтрпресса для данной операции, лучше всего может быть понято при несколько более детальном рассмотрении следующей задачи.

Задача 1. Осадок гидроокисей железа и алюминия фильтруется при постоянном давлении в прессе, имеющем плиты, поверхностью в $0,28 \text{ м}^2$ и толщиной в $2,5 \text{ см}$; при заданном давлении должно быть профильтровано $1,37 \text{ м}^3$ фильтрата на 1 м^2 фильтрующей поверхности до того, как камеры полностью заполнятся осадком. Осадок не промывается; для наполнения пресса требуется 6,5 часов, для очистки и разгрузки — 40 минут.

а) Желательно промыть осадок в этом прессе количеством промывной воды, равным одной трети от количества фильтрата. Насколько сократится в данном случае продолжительность фильтрпресса? Как изменятся условия фильтрования, если будет приобретен новый пресс камерного или патронного типа? Камерный пресс будет иметь ту же фильтрующую поверхность ($0,28 \text{ м}^2$), как и прежний. Патронный фильтр потребует 20 минут для разгрузки и разборки фильтра и 15 минут для наполнения промывной водой и удаления избытка ее. Следует иметь в виду, что новый пресс должен обладать той же производительностью и работать при том же давлении.

Пп. (б) и (в) предусматривают применение камерного фильтрпресса, пп. (г) и (д) — патронного фильтра.

б) Какой величины должны быть камеры фильтрпресса для достижения максимальной производительности без промывки?

в) Какой величины должны быть камеры для создания максимальной производительности, если осадок будет промываться количеством воды, равным одной трети количества фильтрата?

г) Если мы применим патронный фильтр, то сколько квадратных метров фильтрующей поверхности необходимо для замены 1 м^2 имеющегося фильтрпресса для получения максимальной производительности без применения промывки?

д) Тот же случай, но при допущении, что осадок должен быть промыт количеством воды, равным одной трети количества фильтрата?

Допустим, что стоимость двух этих типов прессов, включая расходы на установку, составит 28 долларов на 1 м^2 фильтрующей площади для рамочного пресса и 70 долларов для патронного фильтра. Допустим, что различные начисления составляют 45% в год (сюда входят проценты на вложенный капитал, амортизация, текущий ремонт и пр.).

Стоимость фильтрования, отнесенная к 1 м^2 фильтрующей поверхности в 1 час, складывается из следующих отдельных статей:

1) 0,15 цента в 1 час на 1 м^2 фильтрующей поверхности за время фильтрования и промывки, и

2) 1,2 цента за время загрузки и разгрузки (т. е. время, необходимое для сборки и разборки пресса).

е) Если фильтрпрессы работают 280 дней в год, по 10 часов в день, то какой величины должны быть рамы в фильтрпрессе, камеры и какой толщины осадок должен отлагаться на патронном фильтре?

ж) Те же вопросы, но при условии, что пресс работает по 24 часа в течение 360 дней в году?

Решение. Соотношение между объемом выгруженного фильтрата V и временем θ , фильтрующей площадью пресса A , работающего при давлении P , выражается уравнением $V^2 = 2KA^2P\theta$. Так как в этой задаче давление остается постоянным, то уравнение упрощается и примет вид:

$$\frac{V^2}{A^2} = K\theta.$$

Если взять за основу вычисления площадь данного пресса, $\theta = 6,5$ часа и $\frac{V}{A} = 1,37$, то решение дает $K = 0,29$.

Вычисление упростится, если мы обозначим ширину камеры = 1 и толщину осадка приравняем одной n -ой, т. е. если осадок будет иметь толщину в $1/3$ ширины камеры, то n будет

в случае применения *вспомогательных порошков* или *заменяющих их веществ*:

$$\left[\frac{r^n v V P^2 P_t (1+t)}{A} + \rho^{1+t} \right] \frac{2+t}{1+t} = r^n v (2+t) P^2 P_t^{1+t} \theta + \rho^{2+t}.$$

равно 3. Производительность, измеренная по количеству фильтрата, тогда будет $1,37/p \text{ м}^3$ на каждый м^2 фильтровальной ткани, при чем для того, чтобы получить требуемые $1,37 \text{ м}^3$ фильтрата, количество наполнений рамы должно быть $= p$, т. е. пресс должен проработать p циклов для выполнения данной работы.

При рассмотрении вопроса о максимальной производительности и минимальной стоимости рекомендуется свести в таблицы определенные факторы, как функции одной определенной переменной. В таком случае можно определить, как меняются время и стоимость для этого определенного количества фильтрата в зависимости от толщины осадка; сделав это, можно получить данные, показанные в табл. I.

При дифференцировании вышеприведенного уравнения, скорость фильтрования за данное время равна $\frac{dV}{d\theta} =$

$$= 0,29 \frac{A^2}{2V}$$

Подставляя в форму значения V для конца цикла фильтрования для осадка любой толщины $1/p$, получаем ту скорость фильтрования, которая имеет место в данное время. Очевидно, что эта скорость будет также скоростью промывки для патронного фильтра с толщиной осадка в $1/p$; для камерного же пресса скорость промывки будет равна $1/4$ этой величины, так как промывание ведется через слой осадка, который вдвое толще, чем слой при фильтровании, и эффективная фильтрующая площадь равна только половине своей величины.¹

Метод вычисления вышеприведенных данных легко понять, если для примера задаться определенной толщиной осадка; предположим, что $p = 4$. Применим уравнение

$$\frac{V^2}{A^2} = 0,290$$

с соотношением $\frac{V}{A} = \frac{1,37}{4} = 0,34$ (так как толщина осадка составляет лишь одну четверть той толщины, которая применялась, когда были получены $1,37 \text{ м}^3$), находим, что продолжительность фильтрования составляет 0,40 часа. Скорость фильтрования в конце периода фильтрования может быть получена из уравнения²

$$\frac{dV}{d\theta} = \frac{0,29 A^2}{2V}$$

и равна $0,425 \text{ м}^3$ в час на 1 м^2 фильтрующей поверхности. Скорость промывки в фильтрпрессе равна лишь одной четверти этой величины или 0,106. Объем промывной воды равен $\frac{0,34}{3}$ или $0,113 \text{ м}^3$ на м^2 , а время промывки получится от деления последней цифры на предыдущую, или 1,08 часа. Продолжительность одного цикла фильтрования, промывки и разгрузки состав-

¹ Разницей в вязкости между фильтруемым раствором и промывной водой в данном случае пренебрегают.

² Это уравнение будет более очевидным, если представить его в таком виде:

$$\frac{d\left(\frac{V}{A}\right)}{d\theta} = \frac{0,29}{2\left(\frac{V}{A}\right)}$$

ТАБЛИЦА I

Баланс времени для камерного пресса
(Единица измерения — 1 м^2 фильтрующей поверхности)

№№ цикл.	Толщина осадка между двумя плитами 1/п ширины камеры	Время в часах				
		Продолжительность 1 цикла фильтрования	Продолжительность промывки за 1 цикл	Продолжительность разгрузки для 1 цикла фильтрования	Общая продолжительность циклов (не считая промывки)	Общая продолжительность циклов (включая промывку)
1	1	6,5	17,33	0,67	7,17	24
2	$\frac{1}{2}$	1,62	4,33	0,67	4,59	13,2
3	$\frac{1}{3}$	0,72	1,92	0,67	4,17	9,93
4	$\frac{1}{4}$	0,41	1,08	0,67	4,32	8,64
5	$\frac{1}{5}$	0,26	0,69	0,67	4,65	7,95
6	$\frac{1}{6}$	0,18	0,48	0,67	5,10	8,0
8	$\frac{1}{8}$	0,10	0,27	0,67	6,16	8,3

вляет 2,16 часа, а общее количество времени, затраченное на данную работу для заданного расстояния между плитами в 2,5 см, т. е. для получения 1,32 м³ фильтрата на м² фильтрующей поверхности составляет 8,64 часа.

Так как данные по стоимости огнесены к 1 м² фильтрующей поверхности, то эта же единица измерения применяется и в дальнейших расчетах. Для фильтрпресса, работающего 2800 часов в год, эксплуатационные расходы составляют $\frac{2800 \cdot 0,45}{2800} = 0,45$ цента в час на м²

фильтрующей поверхности: подобным образом для патронного фильтра — 1,125 цента. Поэтому в фильтрпрессе общая стоимость фильтрования и промывки в час на м² фильтрующей поверхности составляет 0,45 + 0,15 = 0,6 цента, а разгрузка 0,45 + 1,2 = 1,65 цента. Соответственно, для патронного фильтра эти цифры будут 1,275 и 2,325 цента. При умножении времени, необходимого для каждой операции, на стоимость этой же операции получаются следующие данные стоимости (табл. II).

ТАБЛИЦА II

Стоимость эксплуатации фильтрпресса

(Единица измерения — 1 м²) в циклах (280 дней по 10 час. в день)

№№ циклов	Толщ. слоя в $\frac{1}{n}$	Стоим. фильтров: для п циклов	Стоим. промывки для п циклов	Стоим. разгрузки для п циклов	в центах	
					Общая стоим. без промывки (п циклов)	Общая стоим. с промывкой (п циклов)
1	1	3,8	10,02	1,075	4,9	15
2	$\frac{1}{2}$	1,9	5,05	2,15	4,05	9,1
3	$\frac{1}{3}$	1,26	3,36	3,23	4,5	7,9
4	$\frac{1}{4}$	0,95	2,53	4,3	5,25	7,8
5	$\frac{1}{5}$	0,76	2,02	5,4	6,15	8,15
6	$\frac{1}{6}$	0,632	1,68	6,45	7,1	8,8
8	$\frac{1}{8}$	0,465	1,26	8,6	9,1	10,5

Надо полагать, что в том случае, когда нет промывки, максимальная производительность была получена при слое осадка в $\frac{1}{3}$ ширины камеры, минимальная стоимость получена при $\frac{1}{2}$, тогда как с промывкой максимальная производительность была при толщине слоя в $\frac{1}{6}$, а минимальная стоимость при толщине слоя в $\frac{1}{4}$ ширины камеры.

Методы вычислений для патронного фильтра совершенно аналогичны. Время фильтрования для такого фильтра будет такое же, как для осадка, толщиной в 1,2 расстояния между плитами в камерном фильтре, потому что в прессе последние порции фильтрата протекают через слой, толщиной в $\frac{1}{2}$ этого расстояния. Полученные результаты даны в нижеследующих таблицах, вместе со стоимостями для фильтрпресса и патронного фильтра при 24-часовой работе в сутки в течение 360 дней.

Следует отметить, что максимум производительности обеспечивается в патронном фильтре для случая без промывки при толщине осадка в $\frac{1}{10}$ расстояния между патронами соответствующего расстояния между плитами в фильтрпрессе.

С промывкой максимальная производительность достигается при тех же значениях. С промывкой ли или без промывки минимальная стоимость за 10-часовой рабочий день получается при толщине осадка в $\frac{1}{6}$ расстояния и ширине камеры в 0,8 см.

Тот факт, что в обоих фильтрах выгодно работать с более толстыми осадками, чем те, которые соответствуют максимальной производительности, является следствием выигрыша в уменьшении затрат на оплату рабочей силы, хотя имеет место уменьшение производительности фильтра.

Несмотря на то, что стоимость патронного фильтра почти втрое превышает стоимость фильтрпресса, тем не менее стоимость фильтрования на патронном фильтре только не на много выше, чем в камерном фильтрпрессе при 10-часовом рабочем дне, и ниже при 24-часовом.

Распределение отдельных статей расхода, как-то: амортизация, текущий ремонт и пр., до некоторой степени произвольно.

То же самое следует сказать относительно определения стоимости разгрузки патронного фильтра, принимаемой пропорциональной его величине.

Дело в том, что каждая из этих статей расхода меняется для различных предприятий. Нельзя дать универсального метода определения их в калькуляции себестоимости, но приводимый нами метод удовлетворительно иллюстрирует принцип. Ответы на поставленные вопросы будут, следовательно, таковы:

а) Так как общая длительность операции для данного пресса составляет без промывки 7,17 часа, а с промывкой 24 часа, то производительность в 1 час на 1 м² будет снижена от $\frac{1,37}{7,17} = 0,191$ м³ в час до $\frac{1,37}{24} = 0,057$ м³ в час (снижение до 70%).

ТАБЛИЦА III

Баланс времени, затрачиваемого при работе патронного фильтра

(Единица измерения—1 м²)

№№ циклов	Толщина осадка в долях расстояния между патронами	Продолжит. 1 цикла фильтрация	Продолжит. промывки за 1 цикл	Продолжит. разгрузки за 1 цикл	Продолжит. переноса патронов за цикл	Общ. продолж. п циклов (без промывки)	Общ. продолж. п циклов (включая промывку)
1	$\frac{1}{2}$	6,5	4,33	0,33	0,25	6,86	11,44
2	$\frac{1}{4}$	1,62	1,08	0,33	0,25	3,90	6,56
3	$\frac{1}{6}$	0,72	0,48	0,33	0,25	3,17	5,36
4	$\frac{1}{8}$	0,41	0,27	0,33	0,25	2,96	5,04
	$\frac{1}{10}$	0,26	0,17	0,33	0,25	2,95	5,05
6	$\frac{1}{12}$	0,18	0,12	0,33	0,25	3,06	5,28
8	$\frac{1}{16}$	0,10	0,066	0,33	0,25	3,44	5,96

ТАБЛИЦА IV

Стоимость эксплуатации патронного фильтра

Единица измерения — 1 м². (Для 10-часового рабочего дня, при 280 рабочих днях в году)

№№ циклов	Толщина осадка в долях расстояния между патронами	Стоим. фильтрация для п циклов	Стоим. промывки для п циклов	Стоим. разгрузки для п циклов	Стоим. переноса патронов за п циклов	Общ. стоим. без промывки для п циклов	Общ. стоим. включая промывку, для п циклов
1	$\frac{1}{2}$	8,3	5,53	0,765	0,592	9,1	15,15
2	$\frac{1}{4}$	4,15	2,77	1,54	1,15	5,68	9,62
3	$\frac{1}{6}$	2,77	1,91	2,31	1,74	5,1	8,65
4	$\frac{1}{8}$	2,08	1,38	3,08	2,32	5,15	8,85
5	$\frac{1}{10}$	1,66	1,11	3,75	2,78	5,5	9,5
6	$\frac{1}{12}$	1,38	0,915	4,6	3,47	5,98	10,5
8	$\frac{1}{16}$	1,03	0,68	6,12	4,5	7,15	12,45

ТАБЛИЦА V

Стоимость эксплуатации камерного пресса
(Единица измерения—1 м³). (Работа производится 24 часа, при 360 рабочих днях в году)

№№ циклов	Расстояние между плитами в долях п от максима- льного 2,5 см	Стоим. филь- трования для п циклов	Стоим. про- мывки для п циклов	Продолжит. разгрузки для п циклов	Общ. стоим. без промывки для п циклов	Общ. стоим., включая про- мывку, для п цикл.
		в ц е н т а х				
1	$\frac{1}{1}$	1,9	5,05	0,885	2,78	7,80
2	$\frac{1}{2}$	0,945	2,41	1,765	2,72	5,25
3	$\frac{1}{3}$	0,628	1,68	2,65	3,27	4,90
4	$\frac{1}{4}$	0,477	1,26	3,53	4,00	5,25
5	$\frac{1}{5}$	0,388	1,00	4,42	4,80	5,80
6	$\frac{1}{6}$	0,315	0,84	5,30	5,60	6,45
8	$\frac{1}{8}$	0,233	0,625	6,95	7,40	8,05

ТАБЛИЦА VI

Стоимость эксплуатации патронного фильтра
(Единица измерения—1 м³). (Работа производится 24 часа, при 360 рабочих днях в году)

№№ циклов	Толщ. осадка в долях расстояния между патронами	Стоим. филь- трования для п циклов	Стоим. про- мывки для п циклов	Стоим. раз- грузки для п циклов	Стоим. пере- носа патронов за п циклов	Общ. стоим. без промывки для п циклов	Общ. стоим., включая про- мывку, для п циклов
		в ц е н т а х					
1	$\frac{1}{2}$	3,35	2,23	0,517	0,388	3,87	6,50
2	$\frac{1}{4}$	1,67	1,12	1,034	0,776	2,70	4,60
3	$\frac{1}{6}$	1,12	0,742	1,55	1,160	2,67	4,56
4	$\frac{1}{8}$	0,84	0,56	2,07	1,55	2,91	4,95
5	$\frac{1}{10}$	0,67	0,452	2,57	1,94	3,25	5,65
6	$\frac{1}{12}$	0,56	0,368	3,10	2,32	3,68	6,35
8	$\frac{1}{16}$	0,41	0,269	4,14	3,10	4,65	7,90

б) Из таблицы I следует, что общая продолжительность без промывки является минимальной при расстоянии между плитами, равном 0,8 см ($\frac{1}{3}$ от максимального 2,5 см).

в) Из таблицы I видно, что продолжительность процесса, включая промывку, получается минимальной при расстоянии между плитами в 5 мм.

г) Для патронного фильтра продолжительность фильтрования без промывки является минимальной при толщине осадка в 2,5 мм, при чем фильтрование продолжается 2,95 часа.

Так как на старом прессе эта же операция продолжается 7,17 часа, то его производительность равна 41,1% мощности нового фильтра.

Отсюда следует, что новый пресс требует только 0,0382 м² фильтрующей поверхности вместо 0,093 м² фильтрующей поверхности старого пресса.

д) Так как при старом прессе требуется 24 часа на промывку, в то время как на патронном фильтре та же работа продолжается 5,04 часа, то производительность данного пресса равна 21% производительности патронного фильтра, и, таким образом, требующаяся величина его будет только 0,0195 м² фильтрующей поверхности вместо 0,093 м² фильтрующей поверхности данного пресса.

е) Из анализа таблицы II видно, что минимальная стоимость фильтрования без промывки получается при камерах, шириной 12 мм, а с промывкой — при рамках, толщиной в 6 мм.

Минимальная стоимость для патронного фильтра без промывки будет при толщине осадка в 4 мм. При этом продолжительность фильтрования получается равной 3,17 часа, вместо 7,17 часа для старого пресса, т. е. производительность последнего составляет 44,3% от первого. Это значит, что новый фильтр должен иметь 0,443 м² фильтрующей поверхности на 1 м² в лажном прессе.

При промывке производительность нового пресса, следовательно, такова, что 0,223 м² фильтрующей поверхности эквивалентны 1 м² фильтрующей поверхности старого пресса.

Все вышесказанное не следует понимать в том смысле, что производительность патронного фильтра намного превосходит производительность камерного фильтрпресса. Сравнение следует делать не по отношению к взятому нами фильтрпрессу, камера которого слишком велика, но к прессу с оптимальной шириной камеры, т. е. при применении плит толщиной в 12 мм для случая без промывки и в 6 мм для случая с промывкой, требующих соответственно 4,59 и 8,64 часа, против 3,17 и 5,36 часа, требуемых для патронного фильтра.

ГЛАВА XX

КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ¹

Кристаллизация веществ в заводском масштабе определяется такими факторами, которые не часто встречаются в работе в лабораторном масштабе. Для работы чисто научного характера требуются лишь возможно большие выходы и чистота кристаллов. То же важно и для технической кристаллизации, но в добавление к этому предъявляется также ряд требований к величине и форме кристаллов. Иногда эти требования являются необоснованными. Так, например, часто требуют большие кристаллы некоторых веществ, а между тем равным образом или лучше шли бы в дело мелкие кристаллы. В некоторых случаях требуют кристаллы определенной формы, например, в виде игл. В других случаях, наоборот, не находят спроса такие кристаллы, которые бесформенно аггломерированы, т. е. когда отдельные частицы состоят из нескольких кристаллов, сцементированных вместе. Потребитель часто настаивает на определенных размерах кристаллов, допуская колебания этих размеров в весьма узких пределах. В соответствии с этим, технические кристаллизационные процессы должно рассматривать не только с теоретической точки зрения, но также и с точки зрения предъявляемых к ним специальных требований.

Формы кристаллов. Единственно логичным и общепринятым методом классификации кристаллов является метод, принимающий за основание классификации величину углов между гранями кристалла; постоянство этих углов для каждого класса кристаллов считается основным положением кристаллографии. В этой системе типы кристаллических форм совсем не зависят от относительной величины граней, так как относитель-

¹ Главы XX, XXI, XXII даются в переводе из книги *Badger, Elements of Chemical Engineering*. Текст этих глав (особенно XXI и XXII) подвергся значительным изменениям и уточнению как против оригинала, так и против русского перевода указанной книги.

ное развитие последних не является постоянным, т. е. характеризующим данное вещество, свойством. С другой стороны, любое вещество всегда кристаллизуется таким образом, что угол между данной парой граней тот же во всех образцах и поэтому характерен для данного вещества. Например, кубическая система характеризуется тем, что ее грани могут быть отнесены к трем равным осям, из которых каждая находится под прямым углом к двум другим.

Простейшее расположение граней по этой системе есть расположение их под прямыми углами, аналогично граням обычного куба. Кристаллы могут иметь форму симметричного куба, иглы, пластинки, или же представлять агрегат несовершенных кристаллов. Поскольку грани направлены друг к другу под углом в 90° , постольку с кристаллографической точки зрения они принадлежат к кубической системе. То же самое верно для любого другого положения граней, которые могут быть отнесены к тем же осям, как, напр., октаэдрические грани, додекаэдрические и т. д. Во всяком случае, относительная величина граней или внешняя форма кристалла не являются основанием классификации; характерный признак типа—только углы между гранями.

Существует шесть систем кристаллов по характеру расположения осей, к которым относятся углы. Эти системы:

Кубическая. Три равных оси под прямыми углами друг к другу.

Тетрагональная. Три оси под прямыми углами, одна длиннее других двух.

Орторомбическая. Три оси под прямыми углами, но все разной длины.

Гексагональная. Три равных оси в одной плоскости друг к другу под углом в 60° , одна ось лежит к этой плоскости под прямым углом, но не всегда имеет ту же длину, что и другие.

Моноклиническая. Две оси лежат в одной плоскости под прямыми углами, третья же ось находится к этой плоскости под косым углом.

Триклиническая. Три оси находятся под косым углом друг к другу.

Свойства кристаллов. Термин „habitus“ кристалла употребляется для обозначения относительного развития различных типов граней. Так, например, хлористый натрий из водных растворов кристаллизуется только с кубическими гранями. С другой стороны, если тот же хлористый натрий кристаллизовать из водного раствора, содержащего небольшое количество мочевины, то получающиеся кристаллы уже имеют грани октаэдрической формы. Оба типа кристаллов принадлежат к кубической системе, но различаются по „habitus'у“. Кристаллизация вещества в виде симметричных кристаллов пластин, игл или призм обычно зависит от условий роста кристаллов и не имеет отношения к его кристаллографической классификации или к его „habitus'у“. Слово „habitus“ иногда употребляют неправильно для обозначения внешней формы кристалла, оно относится только к типу граней в пределах одной и той же системы.

ТЕОРИЯ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ

Теория кристаллизации включает в себе не только учение о равновесных соотношениях и скорости роста кристалла, но также объяснение и другого процесса, — именно образования кристалла. Мельчайший кристалл в момент его образования называется ядром кристаллизации. В последующем сперва будут рассмотрены равновесные соотношения, затем образование кристаллического ядра или центра и, наконец, рост кристалла.

Равновесие и вычисление выходов. Всякое твердое тело при соприкосновении со своим раствором будет растворяться, если раствор не насыщен, или же будет расти за счет раствора, если раствор пересыщен. В том и другом случае равновесие определяется растворимостью твердого тела в растворе. Растворимость зависит главным образом от температуры, хотя в некоторой степени она зависит от размера частиц вещества и от давления. Для всех обычных случаев последними двумя факторами пренебрегают и данные по растворимости

изображают в виде кривых, относя растворимость, выраженную в определенных единицах, к температуре.

Некоторые вещества дают непрерывную кривую растворимости, без излома на протяжении всей длины кривой для рассматриваемого ряда температур. Однако, кривые растворимости других веществ обнаруживают резкие изломы. Для примера на рис. 204 показана кривая растворимости серноватистокислого натрия или гипосульфита. Ветви кривой, обозначенные 1, 2 и 3, изображают растворимость этого вещества при концентрациях, выраженных в частях $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ на 100 частей воды. Этот метод выражения концентрации, как веса безводной соли, отнесенного к 100 весовым частям растворителя, употребляется даже в том случае, когда твердая фаза гидратирована. Изломы на кривой соответствуют изменениям в составе стабильной твердой фазы. Между 0 и $48,2^\circ$ стабильная твердая фаза составляет пентагидрат $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$; от $48,2^\circ$ до $66,5^\circ$ — дигидрат $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$; выше $66,5^\circ$ мы уже имеем безводную соль, которая существует в стабильной форме, находясь в соприкосновении со своим раствором.

Так, например, если горячий раствор, содержащий 90 частей $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ на 100 частей воды, подвергнуть охлаждению, то первый кристалл (принимая, что раствор не становится значительно переохлажденным), который появится при температуре $34,5^\circ$, будет пентагидратным кристаллом. Если раствор, содержащий 190 частей $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ на 100 частей воды, охладить до 60° , то начнут образовываться кристаллы дигидратной формы, тогда как раствор с 230 частями $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ будет давать кристаллы безводной соли при температуре в 79° .

Большинство процессов кристаллизации проходит настолько медленно, и поверхность твердого вещества, находящаяся в соприкосновении с раствором, столь велика, что в конце процесса маточный раствор становится насыщенным при конечной температуре. У некоторых веществ, кристаллизующихся весьма медленно, как, напр., тростниковый сахар, раствор может выдержать значительное перенасыщение даже тогда, когда он находится в соприкосновении с твердым сахаром в течение сравнительно долгого периода времени. Однако, окончательная концентрация маточного раствора может быть взята из кривой растворимости. Поэтому, выход процесса кристаллизации может быть вычислен из данных по растворимости, если только известны начальная концентрация и конечная температура раствора.¹

Вычисление выходов в том случае, когда вещество выделяется в безводной форме, весьма просто. Необходимо только принять во внимание разницу между начальным составом раствора и растворимостью, соответ-

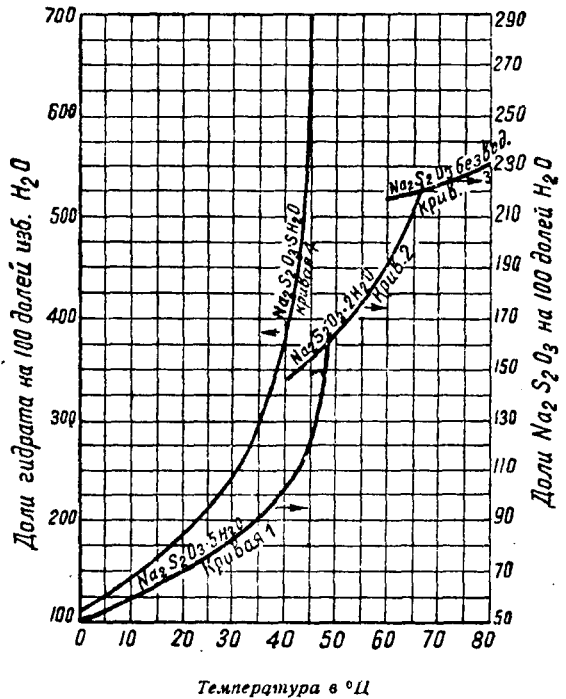


Рис. 204. Растворимость серноватистокислого натрия.

¹ См. определение растворимости солей при помощи правила Дюринга в статье Harry, Ind. Eng. Chem. 1932 № 4.

ствующей конечной температуре, чтобы узнать выход. Обе концентрации должны быть выражены в долях от неизменного содержания воды в растворе, а не в процентах твердого вещества от общего веса. Кроме того следует ввести поправку на испарение, если оно имеет место.

Если вещество осаждается в виде гидрата, то такой простой метод вычисления уже не будет правильным, так как твердая соль приносит с собой определенное количество воды, которое не остается в маточном растворе, и поэтому не может растворить какое-либо количество растворимого вещества.

Способ вычисления такого процесса заключается в выражении всех составов в долях гидрата от свободной или избыточной воды (растворителя), так как эта последняя величина остается постоянной в течение процесса кристаллизации, и концентрации, выраженные на основании этой свободной воды, можно вычитать одну из другой, получая совершенно правильные результаты.

На рис. 204 кривая 4 является кривой для пентагидрата гипосульфита, вычисленной по этому способу.

Пример 1. Какой получится выход гипосульфита ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$), если 60% раствор охладить до 20°?

Решение. Начальный раствор содержит 60 частей $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ в 40 частях воды. Изображенная на рис. 204 кривая 1 показывает при 20° растворимость 70 частей $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ в 100 частях воды. Эти цифры следует пересчитать в доли $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ на 100 частей избыточной воды, применяя соотношение между молекулярными весами безводной и водной солей.

$$\frac{\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3}{\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}} = \frac{158}{248}$$

	Общ. кол. воды кг	Колич. $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ кг	Колич. $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot$ $5\text{H}_2\text{O}$ кг	Колич. гидрат. воды кг	Колич. избыточ. воды кг	Колич. гидрата на 100 ч. избы- точ. воды кг
Начальный раствор .	40	60	94,2	34,2	5,8	1625
Конечный раствор . .	100	70	109,9	39,9	60,1	183

При охлаждении от начальной до конечной температуры избыток воды не изменяется и поэтому является удобной базой для сравнения. Цифры последнего столбца при вычитании дают выход.

$$1625 - 183 = 1442 \text{ кг.}$$

Эта величина получена из 60% раствора, содержащего 100 кг избыточной воды или $1625 + 100 = 1725$ кг раствора. Выход равен 1442 кг кристаллов на 1725 кг раствора, или 83,6 кг кристаллов на 100 кг 60% раствора.

Образование кристаллизационного центра. Для получения кристаллов из раствора необходимо, чтобы образовались мельчайшие кристаллические ядра-центры, которые начали бы расти. Поэтому весь процесс кристаллизации можно разделить на две стадии: 1) образование ядер и 2) их рост. Ясное представление о процессе образования кристаллизационных центров до сих пор отсутствует. Если раствор вещества, имеющего нормальную кривую растворимости (т. е. вещества, растворимость которого увеличивается с повышением температуры), охлаждать, переходя через предел его насыщения, то начнется образование большего или меньшего числа ядер, которое будет зависеть от таких факторов, как скорость охлаждения, скорость и способ перемешивания, температура раствора и затравка его пылью. Далее, число кристаллизационных центров значительно изменится в зависимости от типа вещества, природы и количества примесей. Вообще же говоря, можно считать, что быстрое охлаждение, энергичное перемешивание, высокая температура и низкий молекулярный вес благоприятствуют образованию большого

количества этих центров, тогда как противоположенные факторы — медленное охлаждение, отсутствие перемешивания, большой молекулярный вес и низкая температура благоприятствуют образованию меньшего количества ядер. Влияние температуры, главным образом, объясняется тем фактом, что вязкость раствора зависит от температуры.

Некоторые растворенные вещества могут быть сильно пересыщены в своих растворах, не образуя кристаллов, если только раствор оставить в покое и тщательно защитить от пыли или какого-либо другого твердого вещества, которое может вызвать начало кристаллизации. Примером этому может служить обычный тростниковый сахар. Однако, с другими веществами, как, например, обычная поваренная соль, нельзя достичь сколько-нибудь измеримого пересыщения, и кристаллизация начинается тотчас же, как охлаждение перейдет предел температуры насыщения.

Для объяснения механизма образования кристаллизационного центра предложены различные гипотезы, но ни одна из них не принята окончательно, и все они являются спорными. Известно, однако, что механический толчок пересыщенного раствора или внесение посторонних кристаллов часто ведут к мгновенному образованию целой массы мельчайших кристаллов. Иногда присутствие малых количеств посторонних веществ, в особенности коллоидов, заметно тормозит образование ядер и их рост.

Скорость роста кристаллов. Данные о скорости роста кристалла, после того, как он образовался, являются более определенными, чем данные об образовании самого кристалла. Очевидно, что если кристалл находится в растворе во взвешенном состоянии и растет за счет растворенного вещества, то растворенное вещество должно диффундировать в растворе к кристаллическим граням. Механизм такого диффузионного процесса рассматривался в 1 вып. гл. III.

Так как диффузия происходит через жидкую пленку, то движущей силой этого диффузионного процесса является разность между концентрацией массы раствора и концентрацией жидкости на кристаллической поверхности раздела, тогда как сопротивлением будет диффузионное сопротивление пленки раствора, смежной с кристаллической гранью. Значительная полемика имела место по вопросу о том, является ли диффузионное сопротивление самой пленки единственным фактором сопротивления, имеются ли еще другие сопротивления и является ли важным по сравнению с ними диффузионное сопротивление пленки или нет? Ряд фактов показывает, что диффузионное сопротивление есть одно из частных сопротивлений на поверхности раздела, и результирующая скорость кристаллизации является функцией двух идущих одновременно процессов. В пользу этого говорит еще тот экспериментальный факт, что скорость роста различных граней одного кристалла неодинакова для всех граней. Если бы жидкостная пленка была единственным фактором, то все грани одного и того же кристалла росли бы в идентичных условиях с одной и той же скоростью, так как все грани находились бы в соприкосновении с однородной пленкой. Если, однако, каждая грань обладает удельной скоростью роста, то общая скорость будет меняться от грани к грани, что и подтверждено экспериментальным путем. Отношение этих скоростей является постоянным и поэтому, если кристалл образовался и растет при постоянных внешних условиях, то при дальнейшем росте он будет сохранять начальную свою геометрическую форму.

Константы удельной скорости роста граней кристаллов были приблизительно определены для некоторых веществ при известных условиях. Однако, эти константы слишком мало изучены, чтобы говорить о возможности широкого их практического применения. Во всяком случае, общая скорость зависит в некоторой степени от общей разности между концентрацией массы раствора и насыщающей концентрацией вещества при температуре поверхности раздела.

Анализ по методу просеивания. Классификация кристаллических веществ, наряду с другими твердыми мелкоизмельченными веществами, производится по данным ситового анализа (метод просеивания). Этот метод анализа состоит в том, что образец какого-либо вещества помещают на самое грубое сито из целого ряда стандартных сит. Под этим ситом находятся другие сита, расположенные в порядке уменьшения т. наз. меш, т. е. числа отверстий на квадратной единице (на кв. дюйме или на кв. сантиметре). Меша тщательно стандартизованы, и размеры отверстий точно известны. Ряд сит с помещенным на верхнем сите образцом встряхивают определенным образом либо вручную, либо механическим путем в течение определенного периода времени. Кристаллы собираются на каждом сите, после чего их удаляют с сита и взвешивают. Если процентное количество задержанного на каждом сите образца и размера каждого сита представить графически, то построенная кривая и будет изображать то, что называют дифференциальным или ситовым анализом.

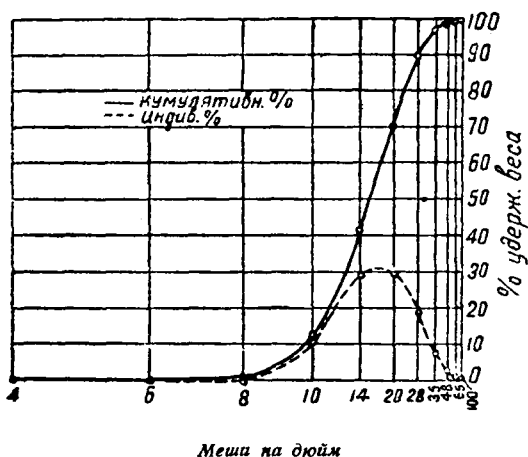


Рис. 205. Кривые ситового анализа.

Кривая (пунктирная) на рис. 205. представляет такой дифференциальный анализ по методу просеивания. Так, например, 0,6% образца удерживается на сите, имеющем 8 меш на дюйм; 11,3% — на следующем сите с 10 мешами в дюйме, затем 29,3% — на сите с 14 мешами, 29,5% — на сите с 20 мешами и т. д.

Второй метод изображения анализа по методу просеивания носит название кумулятивного (суммарного) анализа по методу просеивания. Этот метод представлен кривой (сплошной) на рис. 205. Точки на этой кривой определены суммированием всех задержанных фракций на более крупных ситах со включением данного сита. Таким образом, кумулятивная точка для сита с 14 мешами получается складыванием 0,6, 11,3 и 29,3, давая общую величину, равную 41,2. Ордината любой точки на кумулятивной кривой представляет собой общее процентное количество первоначального, образца, частицы которого больше, чем величина, представленная абсциссой этой точки. Каждая точка кумулятивной кривой может быть интерпретирована таким образом. На дифференциальной кривой, однако, только те точки имеют значение, которые соответствуют действительной величине меш между верхним и нижним пределом.

Подсчеты ситового анализа вещества. Задача,¹ рассматриваемая в этом разделе, заключается в следующем:

Дается насыщенный раствор, в котором взвешено известное весовое количество ядер кристаллов с известным ситовым анализом. Если допустить, что раствор охлаждается при

Характеристика сита

Сито № 1414		Остаток на сите в %	Кумулятивный вес в %
Диаметр отверстий в дюймах	Число меш в дюймах		
0,131	6	0,0	0,0
0,093	8	0,6	0,6
0,065	10	11,3	11,9
0,046	14	29,3	41,2
0,0328	20	29,5	70,7
0,0232	28	18,5	89,2
0,0164	35	7,6	96,8
0,0116	48	2,4	99,2
0,0082	65	0,7	99,9
0,0058	100	0,1	100,0

¹ Mc Cabe, Ind. Eng. Chem. 21, 30, 112, 1929.

известных условиях, то какое весовое количество кристаллов и какие данные анализа будут в конце процесса, если пренебречь образованием новых центров?

Эта задача имеет большое значение, так как современные технические процессы кристаллизации проводятся таким образом, что сперва создают возможность образования кристаллизационных центров, а затем дают им расти посредством медленного охлаждения того насыщенного раствора, в котором они взвешены.

Решение предложенной задачи зависит от ответа на два вопроса:

1) Какое количество вещества осаждается?

2) Как распределяется осаждающееся вещество на кристаллизационных ядрах?

Ответ на первый вопрос определяет выход; он уже рассматривался на стр. 500. Ответ на второй вопрос определяет распределение по размерам и анализ продукта по методу просеивания.

Рост одиночного кристалла. Рассмотрим одиночный кристалл, который растет в медленно охлаждаемом растворе и поддерживается в суспендированном состоянии посредством соответствующей мешалки.

Обозначим через C — концентрацию массы раствора, а через C_0 — концентрацию насыщения, соответствующую температуре кристалла. Тогда пересыщение будет $C - C_0$. Каждая грань кристалла в любой момент растет с определенной скоростью, которая может быть измерена в g на cm^2 в час. Скорость роста грани пропорциональна некоторой функции пересыщения. Вид функции неизвестен, так как механизм реакции на поверхности раздела не выяснен. Далее будет показано, что знать вид этой функции и не требуется. Для каждой грани можно написать дифференциальное уравнение. Уравнения для различных граней будут:

$$\left. \begin{aligned} \frac{dW_1}{d\theta} &= k_1 S_1 [f(C - C_0)] \\ \frac{dW_2}{d\theta} &= k_2 S_2 [f(C - C_0)] \\ &\dots\dots\dots \\ \frac{dW_n}{d\theta} &= k_n S_n [f(C - C_0)] \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

где W_1, W_2, \dots, W_n — весовые количества вещества, отлагающегося на различных гранях

S_1, S_2, \dots, S_n — площади граней,

k_1, k_2, \dots, k_n — общие константы скорости реакции на гранях,

θ — время,

$C - C_0$ — пересыщение раствора, окружающего кристалл,

n — общее число граней.

Так как кристалл растет при однородных внешних условиях, то все время он сохраняет подобие своей геометрической формы.

Если S общая площадь кристалла при времени θ , то

$$\left. \begin{aligned} S_1 &= a_1 S \\ S_2 &= a_2 S \\ &\dots\dots\dots \\ S_n &= a_n S \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

где $a_1 + a_2 + \dots + a_n = 1$.

Вследствие постоянства формы кристалла, дроби a_1, a_2, \dots, a_n являются постоянными во время процесса роста.

Если величины S_1, S_2, \dots, S_n уравнения (2) подставить в уравнение (1) и полученные уравнения сложить, то мы найдем, что

$$\frac{dW_1 + dW_2 + \dots + dW_n}{d\theta} = \frac{dW}{d\theta} = (k_1 a_1 + k_2 a_2 + \dots + k_n a_n) (S) [f(C - C_0)], \quad (3)$$

где dW — общее увеличение в весе кристалла.

Если l — линейное расстояние между двумя вершинами углов многогранника, то вес и поверхность этого многогранника определяются следующими выражениями:

$$\begin{aligned} W &= \rho b L^3 & (4) \\ S &= c L^2 & (5) \end{aligned}$$

где ρ — плотность многогранника, b и c — постоянные, равные для всех геометрически подобных твердых тел, L — расстояние между соответствующими точками индивидуальных твердых тел.

Так как рассматриваемый кристалл растет при постоянных внешних условиях и геометрическая форма его не изменяется, то уравнения (4) и (5) применимы для всех стадий роста кристалла, и b и c остаются постоянными в течение всего процесса.

Из уравнения (4)

$$dW = 3 \rho b L^2 dL \quad (6)$$

Подставляя величины S и dW из уравнений (5) и (6) в уравнение (3), получаем

$$\frac{dL}{d\theta} = \frac{(k_1 a_1 + k_2 a_2 + \dots + k_n a_n) (c) [f(C - C_0)]}{3 b \rho} \quad (7)$$

Так как $k_1, k_2, \dots, k_n, a_1, a_2, \dots, a_n, \rho, b$ и c являются постоянными, то уравнение (7) может быть написано в виде

$$\frac{dL}{d\theta} = K [f(C - C_0)] \quad (8)$$

где K — постоянная, равная

$$\frac{(k_1 a_1 + k_2 a_2 + \dots + k_n a_n) (c)}{3 b \rho}$$

Закон ΔL . Рассмотрим теперь второй кристалл того же вещества, той же геометрической формы, взвешенный в том же растворе, но другой величины по сравнению с первым. Если вывести уравнение для этого второго кристалла, то оно будет идентично уравнению (8) только в том случае, когда L обоих кристаллов будет связано геометрически соответствующими углами. Из этого факта вытекает следующий важный принцип:

Все геометрически подобные кристаллы одного и того же вещества, взвешенные в одном и том же растворе, растут с одинаковой скоростью; рост их измеряется как увеличение длины геометрически соответствующих расстояний на всех кристаллах.

В вышеприведенном рассуждении сделаны два допущения. Первое состоит в том, что C_0 имеет одно и то же значение для всех кристаллов. Единственной возможностью колебания C_0 от кристалла к кристаллу является изменение растворимости с величиной частиц. Это допущение — законно, так как изменением растворимости можно пренебречь, если только кристаллы не очень малы.

Второе допущение заключается в том, что можно поддерживать некоторое количество кристаллов при почти идеальных условиях.

Хотя это трудно проделать с небольшим числом кристаллов, но в том случае, когда их множество, можно ожидать какого-то среднего эффекта.

Так как каждый кристалл растет с одной и той же скоростью, то общий прирост для всех кристаллов будет один и тот же. Если ΔL есть приращение линейного размера одного кристалла, то оно в то же время равно приращению соответствующего размера каждого другого кристалла и не зависит от начальной величины какого-либо из первоначальных кристаллов.

Это заключение приводит к теоретическому решению задачи предсказания ситового анализа продукта, если известен ситовой анализ кристаллизационных центров. Детальный метод решения такой задачи состоит в следующем.

Кривая числа кристаллов по отношению к их величине. Рассмотрим кумулятивный анализ 100 г ядер, представленный на рис. 206. Содержание этого графика таково:

Абсцисса любой точки на кривой представляет собой весовое количество кристаллов, которые не будут проходить через отверстие, имеющее величину, указываемую ординатой этой точки. Если D — величина отверстия сита, а W — вес вещества, не проходящего через это сито, то, изобразив кумулятивный анализ графически, мы получим кривую:

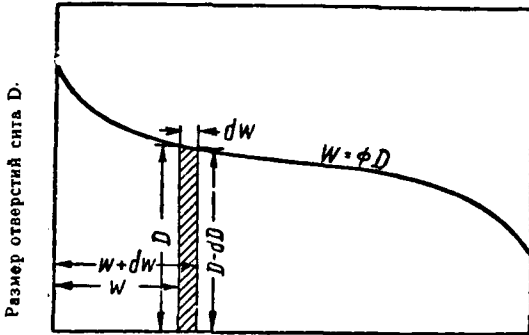
$$W = \varphi(D), \quad (9)$$

где φ — некоторая неизвестная функция.

Однако, всегда найдется определенной величины кристалл, проходящий через данное сито. Этот кристалл будет иметь определенный линейный размер L . Если все кристаллы геометрически подобны, то будет существовать определенное соотношение между величиной L какого-либо отдельного кристалла и величиной отверстия сита, пропускающего этот кристалл. Допустим, что соотношение это одинаково для всех сит. Математическое выражение этого допущения будет:

$$\alpha L = D, \quad (10)$$

где α — постоянная величина и не зависит от D .



Вес (w) вещества, не прошедшего через сито, W

Рис. 206. Изображение D в зависимости от W .

Представляется желательным получить из графика кумулятивного анализа кумулятивный график числа кристаллов N в зависимости от D . Абсцисса любой точки на этой кривой будет представлять собой число кристаллов, которые не будут проходить через сито с величиной отверстия, равного ординате этой точки. Допустим, что такие кривые выведены для ядер и для продукта и что те же оси применены для обоих графиков. Такие кривые представлены на рис. 207. Рассмотрим кристаллическое ядро p . Оно будет проходить через отверстие D_1 . После начала роста оно будет проходить через отверстие D_2 .

Пусть ΔD есть приращение D . Тогда из уравнения (10)

$$\alpha \Delta D = \alpha(D_2 - D_1) = \Delta L. \tag{11}$$

Но α является постоянной, и ΔL одно и то же для всех кристаллов. Поэтому расстояние по вертикали между обеими кривыми на рис. 207 постоянно для всех точек кривых, и если известна одна кривая и ΔD одного кристалла, то можно построить и другую кривую.

Перейдем теперь к построению этих кривых.

Рассмотрим сперва какую-либо точку на графике кумулятивного анализа ядер. Эта точка имеет координаты W и D (рис. 206), которые означают, что из 100 г ядер W г не пройдут через квадратное отверстие, сторона которого = D см.

Рассмотрим затем другую точку, находящуюся весьма близко от точки (W, D) . Координаты этой другой точки будут $W + dW$ и $D - dD$. Тогда dW г ядер могут быть уловлены между двумя ситами, имеющими соответственно соответствующие величины отверстий D и $D - dD$ см.

Средний линейный размер кристаллов фракции dW есть L , где $L = \alpha D$; вес одиночного кристалла равен $\rho b L^3$, а число кристаллов этой фракции будет

$$dN = \frac{dW}{\rho b L^3} = \frac{dW}{\rho \alpha^3 b D^3}. \tag{12}$$

Общее число кристаллов более значительных размеров, чем отверстие сита, величиной в D см, будет

$$N = \frac{1}{\rho \alpha^3 b} \int_0^W \frac{dW}{D^3}. \tag{13}$$

Для того, чтобы получить арифметическое значение N , необходимо вычислить величину $\alpha^3 \rho b$.

Несмотря на то, что плотность кристаллов ρ обычно известна, определение α и b является затруднительным. Для предсказания результатов ситового анализа нет необходимости вычислять эти константы. Для этого можно воспользоваться графиками, если N' , определенное уравнением

$$N' = \alpha^3 b N \tag{14}$$

выражено в зависимости от D , и уравнение (12) применено в форме

$$N' = \frac{1}{\rho} \int_0^W \frac{dW}{D^3}. \tag{15}$$

Координаты точек на кривой $N' - D$, соответствующие любому анализу по методу просеивания, могут быть определены графическим интегрированием уравнения (15), так как кривая кумулятивного анализа дает соотношение между W и D .

Приложение закона ΔL . Уравнение (15) для кристаллизационных центров может быть написано в дифференциальной форме

$$dN'_s = \frac{dW_s}{\rho D_s^3} \tag{16}$$

и для продукта:

$$dN'_p = \frac{dW_p}{\rho (D_s + \Delta D)^3}, \tag{17}$$

где обозначения s и p соответственно относятся к ядрам и продукту.

Так как одни и те же кристаллы являются одновременно ядрами и продуктом, то $dN'_s = dN'_p$ и потому

$$\frac{dW_s}{D_s^3} = \frac{dW_p}{(D_s + \Delta D)^3}, \tag{18}$$

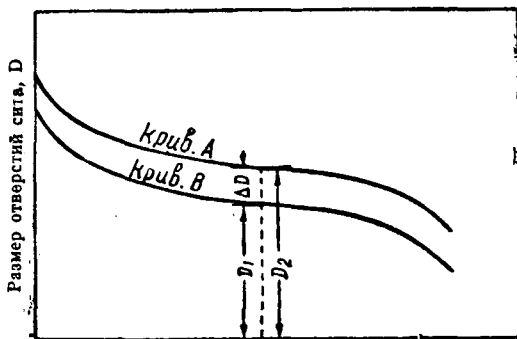


Рис. 207. Выражение N в зависимости от D .

Из уравнения (18) следует, что

$$W_p = \int_0^{W_s} \left(1 + \frac{\Delta D}{D_s}\right)^3 dW_s. \quad (19)$$

Так как ΔD не зависит от D_s и W_s , то величина W_p , соответствующая любой величине W_s , может быть получена графическим интегрированием уравнения (19), так как кривая анализа ядер по методу просеивания дает соотношение между D_s и W_s .

Порядок отдельных вычислений выхода продукта и результатов ситового анализа для процесса роста кристалла следующий:

1) Вычислить теоретический выход из отношения ядер к раствору и по изменению растворимости вещества в течение процесса.

2) Принять величину ΔD и вычислить вес продукта, который соответствует этой принятой величине, путем интегрирования уравнения (19) в пределах от $W_s = 0$ до $W_s = 100$.

3) Если величина W_p , вычисленная по пункту 2, не совпадает с величиной, вычисленной по пункту 1, то уточнить ΔD приемом последовательных приближений до получения совпадения между весами продукта, вычисленными по двум методам.

4) Применяя правильную величину ΔD , определенную, как указано в пункте 3, построить интегральную кривую уравнения (19).

5) Составить график W_p в зависимости от D_p . Этот график может быть построен на основании уже имеющихся данных, так как интегральная кривая, построенная по пункту 4, дает соотношение между W_p и W_s ; кривая ситового анализа ядер представляет D_s как функцию от W_s и $D_p = D_s + \Delta D$.

6) Из кривой $W_p - D_p$, построенной по пункту 5, узнать значения W_p , которые соответствуют величинам различных отверстий сита, и пересчитать эти значения на проценты от всего продукта. В результате получится кумулятивный анализ продукта по методу просеивания. Дифференциальный анализ легко может быть выведен из кумулятивного посредством вычитания.

Все вышеприведенные операции могут быть иллюстрированы следующим примером:

Пример 2. В кристаллизаторе системы Свешсон-Уокера охлаждается раствор хлористого калия. Из аппарата насыщенный раствор выгружается при 60° . Выгрузка в час составляет 800 кг насыщенного раствора и 75 кг кристаллов. Анализ кристаллов по методу просеивания следующий (см. табл. рядом).

Меш в дюйме	Величина отв. сита в см	Ситовый анал. в %	
		Дифференц.	Кумулятивн.
Осталось на сите № 12	0,1397	0,0	0,0
14	0,1168	0,1	0,1
16	0,9991	2,9	3,0
20	0,0833	12,7	15,7
24	0,0701	13,0	28,7
28	0,0589	25,8	54,5
32	0,0495	19,6	74,1
35	0,0417	13,3	87,4
42	0,0351	6,3	93,7
48	0,0295	3,6	97,3
60	0,0246	1,0	98,3
65	0,0208	1,2	99,5
Прошло через сито 65	0,0175 ¹	0,5	100,0

Каков будет вес (а) и ситовой анализ продукта (б), если к кристаллизационному аппарату прибавить добавочные секции для охлаждения вышеуказанного продукта с 60° до 30° ?

Растворимость хлористого калия при 60° равна 45,0 частей на 100 частей воды, при 30° — 37,35 частей на 100 частей воды.

Решение. Ответ на вопрос (а), т. е. прирост в весе вычисляется из данных растворимости. Так как осаждающийся хлористый калий кристаллизационной воды не имеет и так как вышеприведенные растворимости отнесены к весу воды, то увеличенный выход, благодаря охлаждению от 60° до 30° , будет равняться: $45,0 - 37,35 = 7,65$ частей на 100 частей воды.

Так как в кристаллизаторе находится $\frac{100,800}{145} = 552$ кг воды, то увеличение выхода равняется $5,5 \cdot 27,65 = 42,3$ кг. Продукта из новой

¹ Вычислено

секции тогда будет получаться $75 + 42,3 = 117,3$ кг кристаллов в час. Таким образом решается первый вопрос (а).

Для того, чтобы определить ситовый анализ нового продукта, следует применить вычисления, описанные на стр. 507. Ситовый анализ ядерных кристаллов дается в условиях самой задачи. Второй и четвертый столбцы таблицы соответственно D_s и W_s отнесены к 100 кг ядерных кристаллов. Продукт будет равняться $\frac{117,3 \cdot 100}{75} = 156$ кг. Этим выполнен 1 пункт порядка вычисления.

Второй пункт состоит в определении правильного значения ΔD методом последовательных приближений, соответствующего требуемому приращению веса 56 кг на 100 кг ядерных кристаллов. Это делается посредством опр деления значения ΔD , вычисления интеграла уравнения (19) в пределах от $W_s = 10$ и $W_s = 0$, и отсюда вычисления соответствующего значения W_p . Требуемое значение ΔD есть такое значение, которое дает значение W_p равное 156. Не приводя промежуточных вычислений, отметим, что если ΔD равно 0,009, то выход хорошо совпадает с теоретическим. Эта величина и будет правильной, что показано в следующем пункте.

Третий пункт состоит в том, чтобы ввести $\Delta D = 0,009$ в уравнение (19) и вычислить интегральную кривую уравнения. Это делается посредством построения графика, в котором величины $(1 + \frac{0,009}{D_s})^3$ наносятся на оси ординат, а W_s — на оси абсцисс. Зависимость между D_s и W_s получается при нанесении на график значений второго и четвертого столбцов таблицы анализа. Она выразится кривой А на рис. 208.

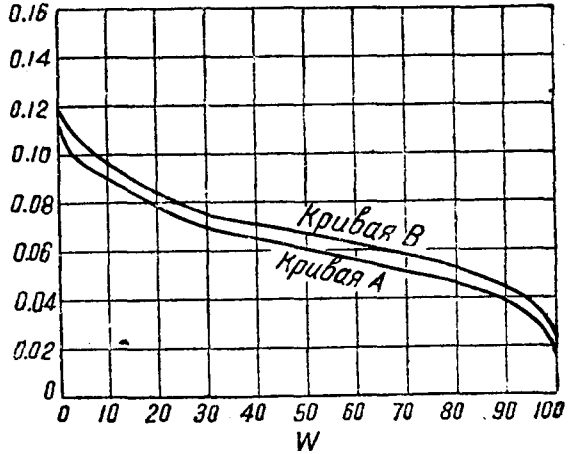


Рис. 208. Данные к примеру 2.

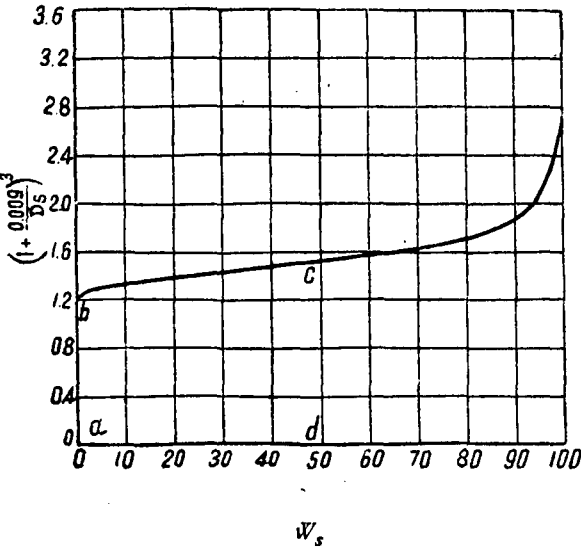


Рис. 209. График уравнения (19) к примеру 2.

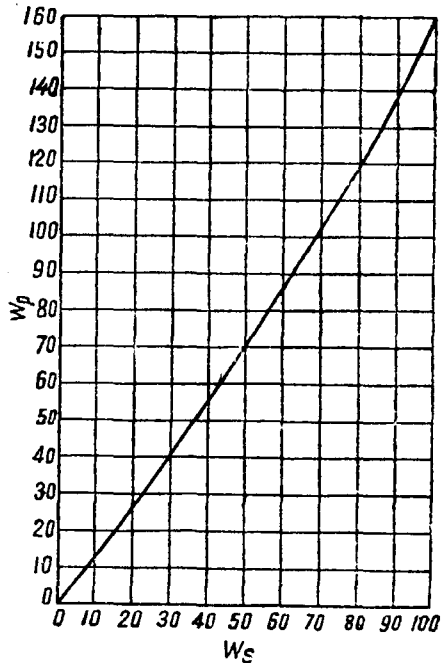


Рис. 210. Интегральная кривая к примеру 2.

Координаты кривой $(1 + \frac{0,009}{D_s})^3 - W_s$ приведены ниже, а сама кривая изображена на рис. 209.

Координаты кривой $\left(1 + \frac{0,009}{D_s}\right)^3 - W_s$

W_s	D_s	$\left(1 + \frac{0,009}{D_s}\right)^3$	W_s	D_s	$\left(1 + \frac{0,009}{D_s}\right)^3$
0,0	0,1397	1,21	50	0,0611	1,51
0,1	0,1168	1,25	60	0,0563	1,56
3,0	0,0991	1,30	70	0,0514	1,62
5,0	0,0960	1,31	80	0,0466	1,70
10,0	0,0901	1,33	90	0,0391	1,86
20,0	0,0789	1,38	95	0,0330	2,06
30,0	0,0695	1,44	98	0,0270	2,37
40,0	0,6653	1,47	100	0,0175	3,47

Интегральная кривая уравнения (19) получается путем определения площади, ограничиваемой кривой рис. 209, осью x , ординатой $x=0$ и ординатой $x=W_s$, где W_s меняется от 0 до 100. Например, точка на интегральной кривой с абсциссой $W_s=50$ будет равняться площади абсцда, изображенной на рис. 209.

Координаты точек на интегральной кривой, которые соответствуют величинам W_p и W_s , представлены в рядом стоящей таблице.

W_s	W_p	W_s	W_p
5	6,4	70	101,5
10	13,0	80	118,0
20	26,6	85	126,7
30	40,8	90	135,8
40	55,4	95	145,5
50	70,3	97,5	151,0
60	85,7	100,0	157,4

Итак, когда $\Delta D = 0,009$, то $W_p = 157,4$, что удовлетворительным образом совпадает с теоретическим выходом, равным 156.

График $W_p - W_s$ изображен на рис. 210 (см. табл.)

Следующий пункт по порядку вычисления — составление графика $W_p - D_p$ (классификация продукта по величине частиц). Для удобства приравняем величины D_p действительным величинам отверстий сита; соответствующие величины D_s получим путем вычитания 0,009 из величин D_p ; из кривой А на рис. 208 узнаем соответствующие величины W_s , а из кривой

на рис. 210 — величины W_p . Отсюда легко могут быть вычислены дифференциальный и кумулятивный анализы. В нижеследующей таблице показаны все эти операции.

Меш в дюйме	D_p	$D_s = D_p - 0,009$	W_s	W_p	Сит. анализ продукта	
					Кумулятивн.	Дифференц.
Осталось на сите						
12	0,1397	0,1307	0,0	0,0	0,0	0,0
14	0,1168	0,1078	0,6	1,0	0,6	0,6
16	0,0991	0,0901	10,0	13,0	8,3	7,7
20	0,0833	0,0743	23,7	32,4	20,8	12,5
24	0,0701	0,0611	49,9	70,3	44,6	23,8
28	0,0589	0,0499	73,2	107,3	68,2	23,6
32	0,0495	0,0405	88,5	134,0	85,1	16,9
35	0,0417	0,0327	95,1	145,7	92,5	7,4
42	0,0351	0,0261	96,2	152,5	96,8	4,3
48	0,0295	0,0205	99,5	156,2	99,2	2,4
60	0,0246	0,0156	100,0	157,4	100,0	0,8

Кумулятивный анализ продукта изображен кривой В на рис. 208.

КРИСТАЛЛИЗАЦИОННЫЕ АППАРАТЫ

Кристаллизация является одной из тех операций, которые еще весьма мало изучены и в которых техническая аппаратура не получила большого развития. Аппараты для кристаллизации классифицируются следующим образом:

- 1) Периодически действующие аппараты, применяющие
 - а) атмосферное охлаждение без перемешивания,
 - б) искусственное охлаждение с перемешиванием.
- 2) Непрерывно действующие аппараты:
 - а) типа Свенсон-Уокер,
 - б) типа Вульф-Бок.
- 3) Вакуум-кристаллизаторы.

Кристаллизация в баках. Многие годы процесс кристаллизации в технике сводился к тому, что готовили горячие, почти насыщенные растворы, затем помещали эти растворы в открытые прямоугольные баки, в которых охлаждался раствор и выпадали кристаллы. Не делалось даже попыток давать затравку этим бакам, создавать перемешивание, ускорять или регулировать каким-либо путем процесс кристаллизации. Иногда в баках подвешивали палки или веревки для увеличения поверхности, на которой кристаллы могли бы расти, и чтобы предохранить по крайней мере часть продукта от грязи, с которой он смешивался на дне бака.

При таких условиях кристаллы растут медленно; образующиеся кристаллы имеют склонность к образованию больших и срастающихся агрегатов. Результатом такого срастания является окклюзия маточного раствора, благодаря чему в продукт вводятся примеси. Когда баки охлаждены достаточно, что обычно длится несколько дней, то остаточный маточный раствор выливают, а кристаллы удаляют вручную. Все эти операции весьма трудоемки, а кристаллы часто содержат в себе те примеси, которые осаждаются на дно бака. Для проведения процесса необхо-

дима большая площадь и большое количество вещества теряется в процессе. Однако, широкое применение этого метода привело многих потребителей к спросу на большие кристаллы, так как они некритически связывали чистоту с величиной. Это, вероятно, объясняется тем фактом, что кристаллы большей величины, полученные вышеописанным методом, менее склонны к загрязнению отстоем, который находится на дне баков.

Кристаллизаторы с мешалками. Уже давно было признано, что рост кристаллов при вышеописанных условиях связан с потерей вещества, требует большого труда и большой площади и что желательно ввести искусственное охлаждение. Рис. 211 показывает такой аппарат.

Вода циркулирует по охлаждающим змеевикам, а раствор перемешивается лопастями, насаженными на центральный вал. Такое перемешивание выполняет две функции: 1) увеличивает скорость теплопередачи и обеспечивает одинаковую температуру внутри раствора и 2) поддерживает мельчайшие кристаллы в состоянии суспензии, благодаря чему они растут однородными и не образуют больших кристаллов или агрегатов. Далее, перемешивание, связанное с более быстрым охлаждением, ведет к образованию большего числа кристаллизационных центров по сравнению с обычным методом, и поэтому продукт этой операции не только

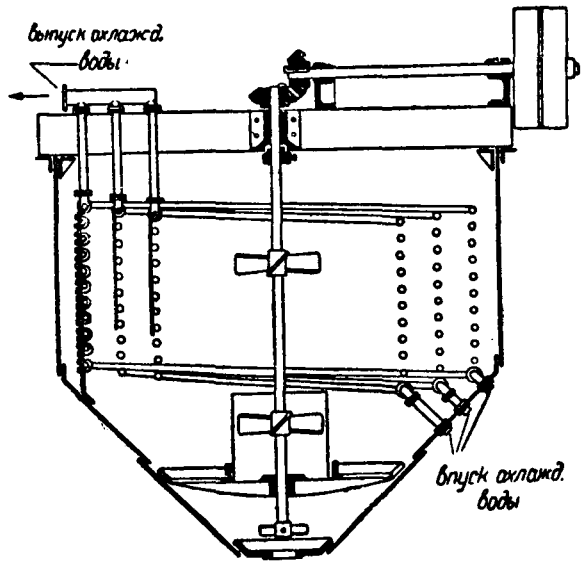


Рис. 211. Кристаллизатор с мешалкой.

более однороден, но также *значительно мельче*, чем полученный из баков. Трудности, связанные с этим аппаратом, заключаются, во-первых, в том, что он действует периодически, и во-вторых, минимальная растворимость будет в неподвижной пленке на поверхности охлаждающих змеевиков, которые быстро зарастают нетеплопроводным осадком. Попытки создать кристаллизаторы большей емкости и непрерывного действия привели к созданию типа машин, описываемых ниже.

Непрерывно действующие кристаллизаторы

Кристаллизатор Свенсон-Уокера. Наиболее удачным непрерывно действующим кристаллизатором является аппарат Свенсон-Уокера, распространенный в Америке (см. рис. 212). Аппарат состоит из открытого корыта А, шириной 60 см, имеющего полуцилиндрическое дно, водяную рубашку В, приваренную к внешней стороне корыта, и тихоходную длинную винтообразную мешалку С, помещенную возможно ближе к дну

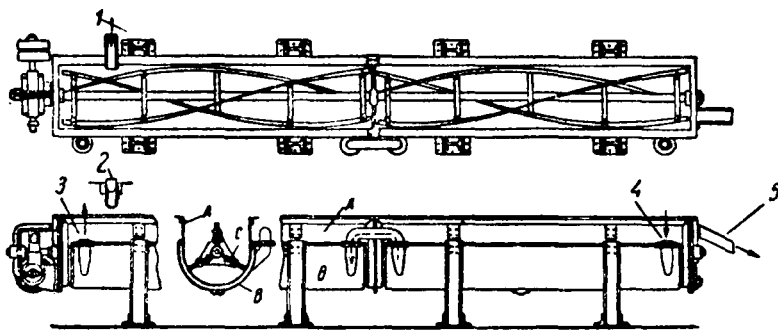


Рис. 212. Кристаллизатор Свенсон-Уокера.

А — корыто; В — водяная рубашка; С — мешалка; 1 — выпуск раствора; 2 — перепускной желоб между секциями; 3 — выпуск охлаждающей воды; 4 — выпуск охлаждающей воды; 5 — выпуск маточного раствора и кристаллов.

корыта. Такие аппараты (каждый длиной обычно в 3 м) часто ставятся по несколько штук в ряд, если требуется большая производительность. Максимальная длина мешалки, приводимой в движение от одной трансмиссии, равна 12 м. Если желают иметь большую длину, то размещают несколько таких аппаратов один над другим и жидкости дают стекать каскадом из одного аппарата в другой.

Направляемый на кристаллизацию горячий концентрированный раствор подают с одного конца корыта, а охлаждающая вода протекает по рубашке в направлении, противоположном току раствора. Для того, чтобы регулировать величину кристаллов, иногда вводят в некоторые секции дополнительные количества воды. Когда условия надлежащим образом установлены, то начинается образование кристаллов на близком расстоянии от места подачи раствора, при чем идет правильный рост кристаллов по мере того, как раствор проходит вниз по длине кристаллизатора. Функция спиральной мешалки заключается не только в перемешивании или передвижении кристаллов. Главная ее цель, во-первых, препятствовать созиранию кристаллов на охлаждаемой поверхности и, во-вторых, поднимать уже образовавшиеся кристаллы и прогонять их вниз через раствор. Таким образом кристаллы растут, будучи свободно суспендированными в жидкости, вследствие чего они представляют собой совершенные индивидуальные кристаллы, однородные по величине, не подверженные загрязнению или агрегации.

На конце кристаллизатора может находиться выпускное отверстие, откуда кристаллы вместе с маточным раствором выпускаются на сушильный стол или в ящик; отсюда маточный раствор возвращается обратно в процесс, а сырые кристаллы направляются на центрофугу. В других случаях короткая часть наклонного винтового конвейера приподнимает кристаллы из раствора и пускает их на центрофугу, тогда как маточный раствор вытекает в соответствующем месте. Преимуществами этого типа кристаллизатора перед другими являются: большая экономия площади и уменьшение потерь, но главным образом экономия рабочих рук.

Кристаллизатор Вульф-Бока. Этот тип¹ кристаллизационного аппарата широко распространен в Германии и Англии, в Америке же еще не применялся. Состоит он из неглубокого открытого корыта, помещенного под незначительным уклоном на роликах так, чтобы оно имело поступательно-возвратное движение. С небольшим промежутками вдоль всей длины находятся частичные перегородки, так что жидкость течет не прямо от одного конца к другому, а зигзагообразно. Охлаждение полностью совершается за счет внешней среды. В соответствии с этим производительность этого аппарата меньше, чем аппарата Свенсон-Уокера. К преимуществам его надо отнести малые затраты на обслуживание, хотя они не ниже, чем для аппарата Свенсон-Уокера. Вследствие значительно более *низкой скорости* охлаждения аппарат Вульф-Бока дает *большие* по величине кристаллы, чем кристаллизатор Свенсон-Уокера. Главным его недостатком является малая производительность.

Вакуум-кристаллизаторы. Если теплый насыщенный раствор вводить в пространство, в котором поддерживается вакуум, соответствующий точке кипения раствора более низкой, чем температура подачи, то введенный раствор разбрызгивается и охлаждается за счет адиабатического испарения. Созданное охлаждение вызовет не только кристаллизацию, но и испарение, увеличивая таким образом выход. Такие кристаллизаторы относительно новы и установлены всего на двух или трех заводах в Америке. Однако, работа этих аппаратов настолько успешна, что их, без сомнения, ожидает быстрое распространение.

Вакуум-кристаллизатор очень прост и не содержит подвижных частей. Поэтому он может быть изготовлен из кислотоупорных материалов и даже выложен внутри свинцом или резиной. Он может быть рассчитан на любую производительность. Посредством применения паровых эжекторов можно получать в нем низкие температуры, а поэтому и очень большие выходы, в то же время сводя до минимума в процессе количество остаточного маточного раствора. На рис. 213 изображен такой вакуум-кристаллизатор.

На рисунке 213 сам кристаллизатор представляет из себя сосуд (А) с конусообразным дном. Подача — через трубу (В), пары уходят (С) и попадают в эжектор или другого типа вакуум-насос. Самоиспарение питающего раствора связано со значительным перемешиванием в кристаллизаторе, и кристаллы поддерживаются в суспендированном состоянии до тех пор, пока они не станут достаточно большими, чтобы провалиться в барометрическую трубу D. Образовавшиеся кристаллы, увлекаемые маточным раствором, принимаются баком E. В баке они оседают и перекачиваются оттуда в виде суспензии в корзину центрофуги. Избыточный раствор из питающего бака F и центрофуг J возвращается в бак E. Чистый маточный раствор декантируется через одно из выпускных отверстий G бака E.

Главной статьей затрат на вакуум-кристаллизаторы является довольно высокая стоимость вакуум-аппаратуры.

Работа кристаллизационного аппарата. При работе в баках с естественным охлаждением, очевидно, нет способов для регулиро-

¹ Griffiths, J. Soc. Chem. Ind., 44, 7 T, 1925.

вания образования ядер или скорости роста кристаллов. Однако, при работе других кристаллизационных аппаратов можно проводить некоторый контроль. Было найдено, что чем быстрее охлаждение до той температуры, при которой раствор достигает насыщения, тем больше будет количество образовавшихся ядерных кристаллов.

Таким образом, стремительным перепадом температур можно создать такое большое количество кристаллизационных центров, что оставшегося вещества не хватит для того, чтобы вырастить кристаллы до желаемой величины. Следовательно, охлаждение должно быть постепенным до

того момента, когда образовались ядра. Так например, если в аппарате Свенсон-Уокера температура в питающем конце кристаллизатора ниже температуры насыщения питающего раствора, то внезапное охлаждение при насыщающей концентрации создаст чрезвычайно большое количество ядер, и получатся весьма мелкие кристаллы продукта. Поэтому желательно поддерживать температуру в питающем конце слегка выше температуры насыщения, с тем чтобы не было резкого скачка температур в месте подачи.

После того как кристаллы начали расти, желательно поддерживать такую скорость осаждения, при которой вещество целиком отлагалось бы на существующих уже ядрах без образования новых. Это выполняется в аппарате Вульф-Бока, имеющем медленное атмосферное охлаждение, и поэтому этот тип кристаллизатора дает почти исключительно крупные кристаллы. В аппарате Свенсон-Уокера скорость охлаждения должна быть по возможности одинаковой, хотя она может быть меньше в том месте, где образуются кристаллы. Кристаллизация большинства обычных солей из растворов идет с выделением значительного количества

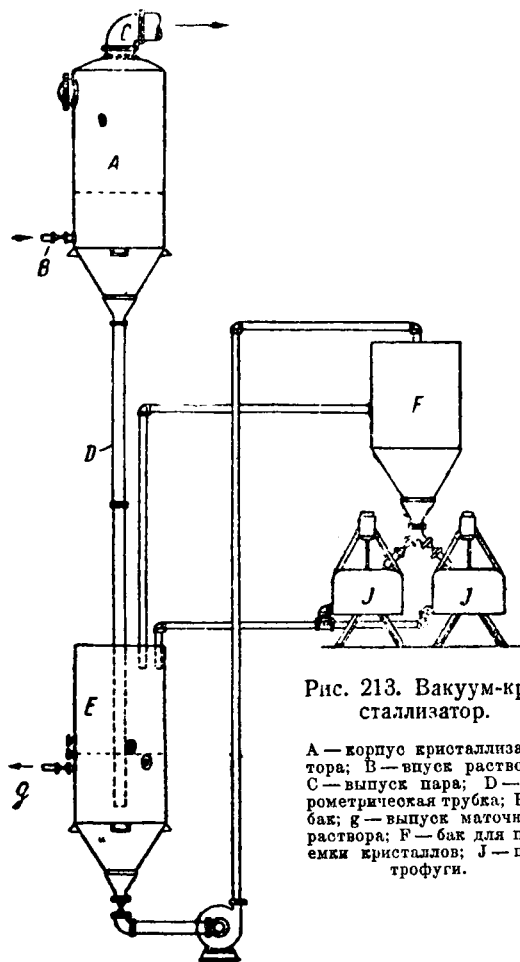


Рис. 213. Вакуум-кристаллизатор.

А — корпус кристаллизатора; В — впуск раствора; С — выпуск пара; D — барометрическая трубка; E — бак; g — выпуск маточного раствора; F — бак для приемки кристаллов; J — центрифуги.

тепла. Эта теплота кристаллизации может быть в несколько раз больше физического тепла, которое должно быть удалено из раствора при его охлаждении. В месте образования центров выделяется большее количество тепла, чем где-либо в другом месте кристаллизатора, и поэтому для создания одинаковых и устойчивых температурных градиентов иногда желательно добавлять больше охлаждающей воды в эту именно часть кристаллизатора. Если масса становится слишком густой, вследствие неправильного соотношения между кристаллами и маточным раствором, или маточный раствор становится слишком вязким в виду слишком низкой температуры, или же свободному движению кристаллов через маточный раствор препятствует какая-либо другая причина, — то дальнейшее охлаждение вызовет образование новых ядер, вместо выделения вещества на старых ядрах, путем диффузии его через раствор к граням образовавшихся уже кристал-

лов. По этой причине окончательная концентрация и окончательная температура не могут быть доведены до крайнего предела в любом из кристаллизационных аппаратов без опасности образования нежелательных количеств мелкокристаллического продукта. Дополнительное основание для оставления достаточного количества маточного раствора в продукте заключается в возможности затруднить кристаллизацию нежелательных примесей.

Спекание кристаллов. При промышленной кристаллизации солей и их дальнейшей обработке часто встречаются с серьезной проблемой спекания или слеживания кристаллов в комья. Это имеет место тогда, когда кристаллы находятся в большой массе на складе или в бочках, но особую трудность это представляет при продаже кристаллов в небольших упаковках. Степень аггрегации кристаллов различна: от слабых агрегатов, распадающихся между пальцами, до твердых глыб, которые могут быть измельчены только применением значительной силы. Требования, предъявляемые потребителем, состоят обычно в том, что продукт должен свободно высыпаться из упаковок. Таким образом предупреждение спекания кристаллов является важной технической задачей.

К р и т и ч е с к а я в л а ж н о с т ь. Подобно тому, как упругость паров воды зависит от ее температуры, так и упругость паров любого раствора зависит от его температуры, при чем величина эта несколько ниже величины упругости паров воды при той же температуре. Если насыщенный раствор привести в соприкосновение с воздухом, в котором парциальная упругость паров воды меньше, чем упругость паров раствора, то последний начнет испаряться. С другой стороны, если воздух содержит больше влаги, чем это предельное количество, то раствор будет поглощать воду до тех пор, пока упругость паров его не сравняется с парциальным давлением влажного воздуха, с которым он находится в соприкосновении. Если кристалл какой-либо растворимой соли привести в соприкосновение с воздухом, имеющим меньшее влагосодержание, чем равновесное с насыщенным раствором, то кристалл должен оставаться сухим, так как если бы на нем появилась пленка раствора, то она бы немедленно испарилась.

С другой стороны, если кристалл будет соприкасаться с воздухом, в котором больше влаги, чем это соответствует равновесию с насыщенным раствором, то кристалл будет расплываться, абсорбируя воду до тех пор, пока не растворится совершенно, и концентрация разбавленного раствора не придет в равновесие с воздухом.

При обычных комнатных температурах упругость паров данного раствора меняется с температурой таким образом, что она составляет почти постоянную долю упругости паров воды при той же температуре. Так, например, насыщенный раствор хлористого натрия имеет упругость паров, равную приблизительно 80% упругости паров воды при той же температуре. Поэтому, если хлористый натрий привести в соприкосновение с воздухом, у которого относительная влажность более 80%, то он начнет абсорбировать влагу, тогда как в другом случае, когда он будет соприкасаться с воздухом, обладающим относительной влажностью менее 80%, он будет оставаться сухим. Из этого вытекает понятие о *критической влажности* твердой соли. Критическая влажность называется такая влажность, выше которой твердая соль всегда будет становиться влажной и ниже которой она всегда будет оставаться сухой. Если кристалл содержит примеси, извлеченные из маточного раствора при его отделении (в случае хлористого натрия такими примесями могут быть хлористые кальций и магний), то критическая влажность может быть выше или ниже, чем у чистой соли, вследствие того, что примеси дают растворы с большей или меньшей упругостью паров, чем у данной соли. В соответствии с этим критическая влажность продажного кристаллического вещества может значительно отличаться от критической влажности химически чистого препарата.

М е р ы п р о т и в с п е к а н и я. Предположим, что хлористый натрий соприкасался в течение короткого периода времени с более влажным воздухом, чем критическая влажность хлористого натрия, а затем его перенесли в атмосферу с влажностью меньше критической. В течение первого периода времени кристаллы будут абсорбировать некоторое количество влаги, тогда как во время второго периода они будут терять эту влагу. Если кристаллы крупные, то будет относительно мало точек соприкосновения, и между кристаллами останется большое свободное пространство, поэтому между кристаллами не произойдет значительного сцепления, вследствие растворения и затем испарения, если только время воздействия не слишком велико.

С другой стороны, если кристаллы весьма мелки или между ними небольшое количество пустот, или же они находятся в соприкосновении с влажной атмосферой в течение долгого периода времени, то они абсорбируют количество влаги, достаточное для того, чтобы заполнить пустоты насыщенным раствором. Если теперь кристаллы подвергнуть новому испарению, то они превращаются в сплошную твердую массу. В соответствии со всем этим, для воспрепятствования спеканию таких солей необходимо создать следующие условия: 1) возможно высокую критическую влажность, 2) продукт должен содержать однородные зерна с максимальным количеством пустот и минимальным количеством точек соприкосновения и 3) кристаллы можно покрыть слоем порошка какого-нибудь инертного вещества, который будет абсорбировать известное количество влаги.

Первое условие (максимальная критическая влажность) часто достигается путем удаления различных примесей, как, напр., хлористый кальций в случае поваренной соли, свободная

кислота при образовании соли из кислого раствора и т. д. Часто случается, что примеси имеют более низкую критическую влажность, чем вырабатываемый продукт, хотя это совершенно случайно. Для увеличения процента пустот в общем объеме совсем нет необходимости создавать большие кристаллы, нужно только получить более или менее однородную смесь. Для данной кристаллической формы и для абсолютно однородных по величине кристаллов объемная доля пустот ни в коей мере не зависит от величины кристаллов. Однако, при смешивании частиц различной величины быстро снижается процент пустот. С другой стороны, вещество в мелкокристаллическом состоянии имеет больше точек соприкосновения на единицу объема, чем в грубокристаллическом, а отсюда — в первом случае — большая тенденция к спеканию. Третье средство не всегда применимо. Иллюстрацией его применения может служить посыпание столовой соли магниевой или трикальцийфосфатом и хлористого кальция (25% H_2O) безводным хлористым кальцием.

Некоторые гидратированные соли обладают точкой плавления, приближающейся настолько близко к комнатной температуре, что они иногда хранятся в условиях начавшегося плавления. Здесь применимы те же рассуждения, потому что, если процентное количество пустот велико или точек соприкосновения между смежными кристаллами мало, то количество расплавленного вещества может быть недостаточным для скрепления кристаллов при новом отвердевании. Если, благодаря чрезвычайно мелким кристаллам или смеси кристаллов, количество пустот слишком сильно уменьшилось, то при новом отвердевании кристаллы могут оказаться основательно спаянными между собой. В этом случае для предотвращения спекания кристаллов рекомендуется посыпать их порошкообразным веществом. В случае гидратированных солей это вещество может быть получено из самой же соли посредством сушки ее при таких условиях, что весьма тонкий поверхностный слой будет дегидратирован.

Задачи

1. Согласно рис. 204 вычислить выход гипосульфита ($Na_2S_2O_3 \cdot 5H_2O$), если 1 тонна 60% раствор $Na_2S_2O_3$ охлаждена до 30° .

2. 30% раствор Na_2CO_3 , весящий 5 т, медленно охлажден до 10° . Образовавшиеся кристаллы представляют собой декагидраты $Na_2CO_3 \cdot 10H_2O$. Растворимость Na_2CO_3 при 20° равна 1,5 части безводной соли на 100 ч. воды. Во время охлаждения 3% от веса раствора теряется путем испарения. Каким весом обладают декагидратные кристаллы?

3. В кристаллизатор помещены кристаллы, обладающие следующим дифференциальным ситовым анализом, базирующимся на шкале стандартного набора сит (Tyler):

Количество меш	%/о	Количество меш	%/о
14	0,0	32	15,3
16	2,1	35	11,8
20	12,6	42	3,5
24	28,2	48	0,7
28	25,8		

Весовое отношение ядерных кристаллов к маточному раствору составляет 1,53 кг кристаллов на 100 кг маточного раствора.

Желательно увеличить среднюю величину кристалла вдвое (средняя ордината на кривой № — D должна быть удвоена). Принимая, что образуется ничтожно малое количество новых ядер, которым можно пренебречь, вычислить:

а) Вес продукта на 100 кг ядерных кристаллов.

б) Ситовый анализ продукта.

4. В результате периодической кристаллизации имеется некоторое количество кристаллического вещества со следующим дифференциальным ситовым анализом:

Меш	%/о	Меш	%/о
12	0,0	24	29,2
14	2,1	28	12,4
16	10,8	32	6,1
20	39,4		

Желательно заставить расти эти кристаллы в непрерывно действующем кристаллизаторе при таких условиях, чтобы возможно большая часть продукта имела величину кристаллов в 16 и 20 меш. Каков будет максимум этой продукции? Если мы имеем 100 кг ядерных кристаллов, то сколько кг вещества должно на них отложиться, чтобы получился этот продукт?

ГЛАВА XX¹

ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ И ВЗВЕШИВАНИЕ

Транспортирование твердых материалов в кусковом и пылевидном состоянии осуществляется в настоящее время не менее успешно, чем транспортирование жидкостей. В узком смысле слова под передачей по конвейеру обычно подразумевается транспортирование твердых тел. Несмотря на то, что на практике стараются иметь дело, по возможности, с жидко-текучими веществами, все же материалы приходится преимущественно транспортировать в твердом виде. Выбор аппаратуры для этой цели зависит от целого ряда факторов, наиболее важными из которых являются производительность транспорта, форма и величина транспортируемого материала и характер передвижения его, т. е. передается ли он по горизонтальному, вертикальному или наклонному пути.

В ряде случаев проектирование транспортных установок приходится производить, пользуясь не столько теоретическими или расчетными данными, сколько данными опыта. Происходит это благодаря изменению свойств передаваемых материалов под влиянием чисто местных условий, а также вследствие специфического влияния целого ряда процессов, при которых данный материал подвергается обработке. Ниже следует классификация некоторых конвейеров, имеющих большое техническое значение:

1. Ленточные конвейеры.
2. Цепные конвейеры:
 - а) скребковые конвейеры,
 - б) секционные конвейеры,
 - в) ковшевые конвейеры,
 - г) ковшевые элеваторы.
3. Винтовые конвейеры или шнеки.
4. Пневматические конвейеры различных типов (в том числе насосы типа Фуллер-Кинион и другие).

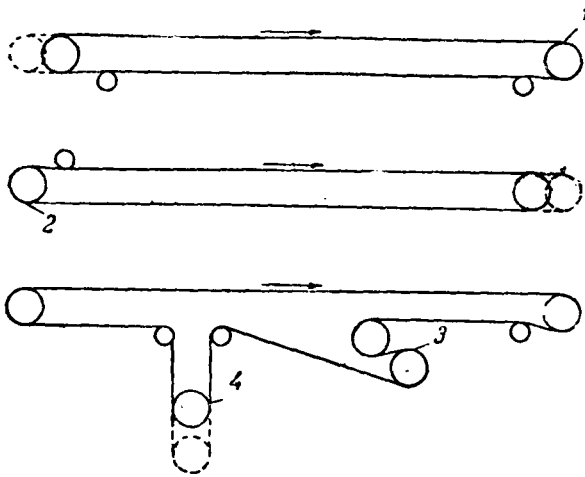
ЛЕНТОЧНЫЕ КОНВЕЙЕРЫ

Ленточный конвейер в его примитивном виде является очень простым устройством, состоящим из бесконечной ленты, на которой перемещаются кусковые и пылевидные материалы. Однако, современный ленточный конвейер большой производительности довольно сложен вследствие наличия целого ряда разнообразных деталей, и поэтому конструирование и монтаж такого аппарата является серьезной задачей даже для опытного в этом деле конструктора. Ленточный конвейер должен содержать следующие элементы: во-первых, рабочий орган (ленту), являющийся одновременно и тяговым приспособлением, во-вторых — привод, в-третьих — опоры и в-четвертых — натяжное приспособление. В том случае, когда бесконечная лента нагружается и разгружается не вручную (что производится при передаче упакованных грузов), необходимы еще устройства для соответствующей подачи и разгрузки.

Обычно, конвейерную ленту изготовляют из полотна или каучука, хотя иногда для этой цели используется так называемая „балата“. На некоторых установках применяются тонко прокатанные ленты из углеродистой стали. Конвейерные ленты обычно состоят из нескольких склеенных и прошитых слоев хлопчатобумажной ткани, между которыми помещаются прокладки из резины; снаружи ленты покрываются защитным слоем резины или „балаты“, называемой обкладкой, делающей наружную поверхность весьма гладкой.

¹ Эта глава — необходимое дополнение к предшествующим разделам по обработке твердых тел — составлена на основе текста соответствующей главы из книги *Беджера Badger, Elements of Chemical Engineering* со значительными, однако, изменениями и дополнениями против оригинала.

Приводные устройства для конвейеров. На рис. 214 изображено несколько способов для приведения ленты в движение. Наиболее простым является применение обычного металлического шкива, работающего от трансмиссии или индивидуального привода. Этот способ является достаточным лишь там, где потребляемая мощность настолько мала, что может быть передана двигателем за счет возникающего



при движении трения ленты на шкиве. Однако, при этом способе передачи гибкой связью окружного или тягового усилия, как поверхность соприкосновения между лентой и барабаном, так и коэффициент трения могут оказаться несоответствующими условиям работы. Для увеличения коэффициента трения прибегают к установке специальных шкивов, например, покрытых каучуком или кожей. В тех же случаях, когда и это средство является недостаточным в виду значительного расхода мощности, а следовательно и больших

Рис. 214. Приводное устройство ленточных конвейеров.

1 — ведущий шкив; 2 — ведущий шкив; 3 — последовательно работающие ведущие шкивы; 4 — автоматическое натяжное приспособление.

ведущих усилий, приходится устанавливать сложную систему приводных устройств, соответствующим образом увеличивающих натяжение набегающей ветви гибкого тягового органа. На рис. 214 указан случай применения двух ведущих барабанов (tandem drive).

Ведущие барабаны могут быть помещены или в голове конвейерной ленты или же на протяжении нерабочей (нижней) ветви. Последнее расположение создает чрезмерные напряжения в ленте, и поэтому по возможности их следует избегать за исключением тех случаев, когда это оказывается целесообразным по местным условиям (например, возможность использования существующих трансмиссий).

Опоры ленточного конвейера. Лента опирается на роликовые опоры, которые в основном могут быть разделены на два типа: 1) плоские роликовые опоры и 2) коробчатые, причем последние характеризуются тем, что придают ленте корытообразную форму путем установки отдельных роликовых элементов, установленных на изогнутой поперечине, или же выполняемое в виде специальных наклонных роликов. Такая лента выгодна в том отношении, что она предохраняет передвигаемый материал от выпадения и, вообще, повышает производительность ленты, увеличивая нагрузку на единицу ее длины. Необходимо, однако, отметить, что в этом случае к качеству материала ленты предъявляются повышенные требования.

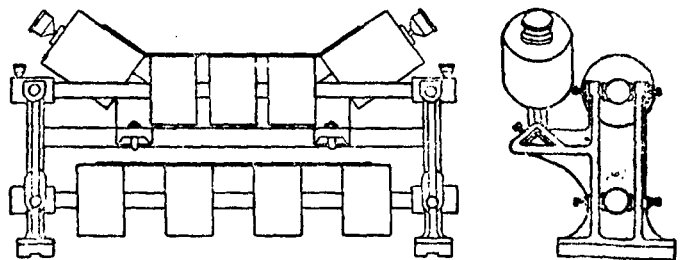


Рис. 215. Барабан (шкив) ленточного конвейера.

Поддерживающие ролики обычно делаются литыми, хотя встречаются довольно часто и ролики из железных труб со вставными цапфами и втулками.

Трущиеся поверхности роликов смазываются или жировой смазкой при помощи масленок Штауфера или же (при наличии больших оборотов), применяются подшипники с кольцевой смазкой или наконеч шарикоподшипники, что имеет место в более дорогих и совершенных установках.¹ Образец барабана ленточного конвейера изображен на рис. 215.

Натяжные приспособления для ленточных конвейеров. Обычно все конструкции конвейеров, за исключением наиболее коротких, снабжаются специальными натяжными устройствами, которые способствуют равномерному натяжению ленты при всех производственных условиях, т. е. независимо от влияния температуры, влажности и колебания нагрузки. Отдельные конструкции этих устройств приведены на рис. 216, из которого видно, что все они в принципе представляют передвижную станину с укрепленным на ней шкивом или барабаном, — при чем натяжение тягового органа происходит путем перемещения или всей станины в целом или же одного шкива. Это передвижение осуществляется различным образом; однако, наиболее простым способом является применение винта или же подвешенного груза, подвешенного на перекинутом через блок тросе. Детали отдельных конструкций ясны из приводимого рисунка.

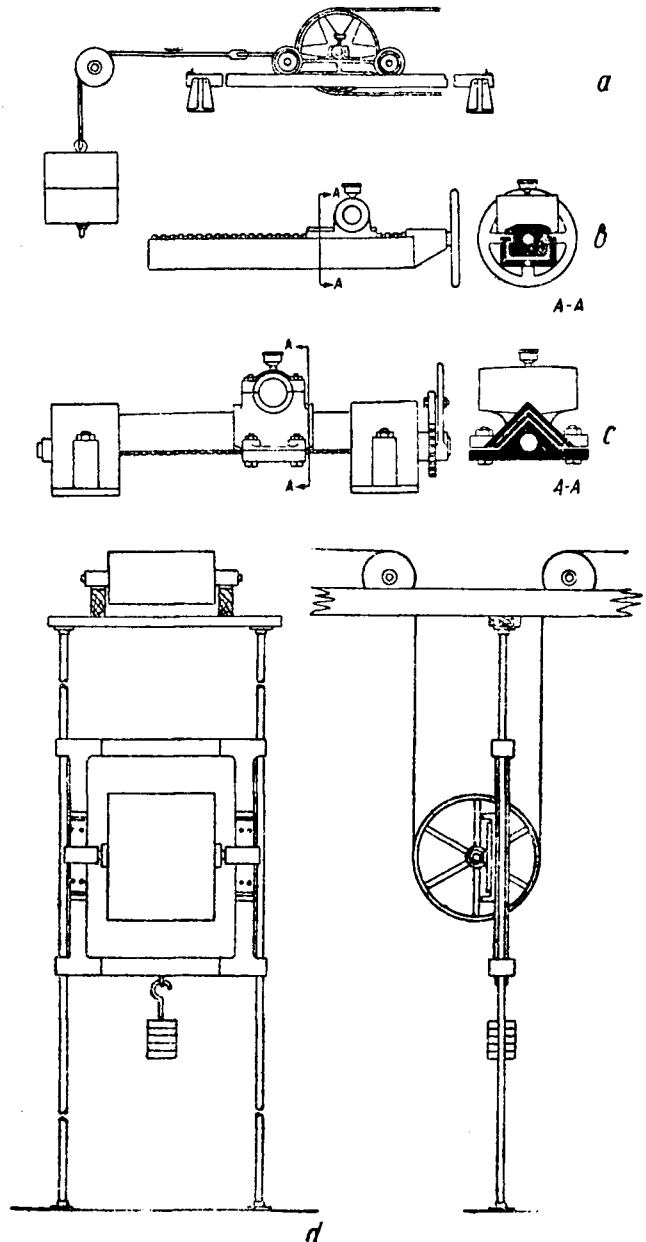


Рис. 216. Типы конструкций натяжных устройств, работающих автоматически под действием контргруза и от ручного привода. Детали литых и фасонных станин и направляющих устройств.

A-A — разрезы; а — чугунная рама; б — стальная рама; с — горизонтальное натяжное устройство; д — то же вертикальное.

¹ Дополнено и переработано переводчиком.

Приспособления для подачи материала. Наиболее простым способом подачи на ленточный конвейер является подача посредством засыпного лотка. Когда применяется лоток, то уклон его должен быть таков, чтобы горизонтальная составляющая скорости материала при со-
скальзывании его на ленту была почти такая же, как и составляющая ленты. Более усовершенствованные устройства для подачи материала состоят из коротких ленточных или секционных конвейеров (стр. 534), равномерно питающих главный ленточный конвейер, шнеков (винтов), а также подающих механизмов створчатого, ротативного или вибрационного типа. Изображения типичных питающих аппаратов для ленточного конвейера даются на рис. 217.

Способы разгрузки ленточного конвейера. Способ, применяемый для разгрузки ленточного конвейера, зависит от того, производится ли разгрузка у конца конвейера или в некотором промежуточном пункте и, затем, производится ли она в одном месте или вдоль всего протяжения склада. Разгрузка в конце конвейера производится автоматически, при чем материал просто выбрасывается на конце ленты силою тяжести и центробежной силы, но для разгрузки в промежуточных пунктах

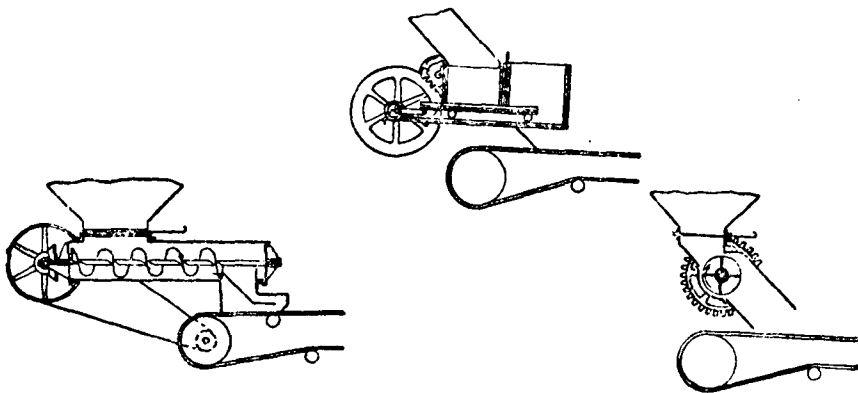


Рис. 217. Аппараты для подачи материала на ленточный конвейер.

необходимы некоторые специальные установки. Способы разгрузки могут быть следующие: 1) скребковый, 2) при помощи сбрасывающего ролика, 3) при помощи передвижного сбрасывателя и 4) при помощи трясущегося жолоба (трясучки).

Скребок, как показывает само название, представляет собой металлическую пластинку, положенную диагонально через ленту и сбрасывающую материал в любую сторону. *Сбрасывающий ролик* находится на месте одного из поддерживающих роликов, но ось его поставлена под углом так, что когда лента проходит над ним, то материал соскальзывает с нее в одну сторону. Этот способ очень часто оказывается неудовлетворительным, так как в данном случае значительный участок ленты принимает наклонное положение, и материал разгружается вдоль значительного протяжения ленты, а не в определенном месте.

Передвижной сбрасыватель (рис. 218) состоит из двух шкивов А и В, заключенных в раме. Шкивы так установлены, что лента на коротком расстоянии круто выворачивается назад. Материал, движущийся на ленте к сбрасывателю, падает с конца ленты при повороте ее назад в жолоба и сбрасывается по одну или по обе стороны от ленты. Сбрасыватели могут быть стационарными, самодвижущимися или передвижаемыми вручную, при чем передвижные сбрасыватели дают возможность производить разгрузку ленты в любой точке ее пути.

Вдоль ленты должны иметься пути, по которым может передвигаться сбрасыватель. На рис. 218 изображен особый сбрасыватель, приводимый в движение усилием, создаваемым самой лентой. Фрикционный шкив D при помощи цепей E соединен с приводными шкивами F. Фрикционный шкив D установлен так, что посредством рычага J и эксцентрика K он может быть вручную прижат к шкиву G, сидящему на той же самой оси, что и ролик B, или к шкиву H, сидящему на той же оси, что и ролик A. Таким образом сбрасыватель можно заставить двигаться в том или другом направ-

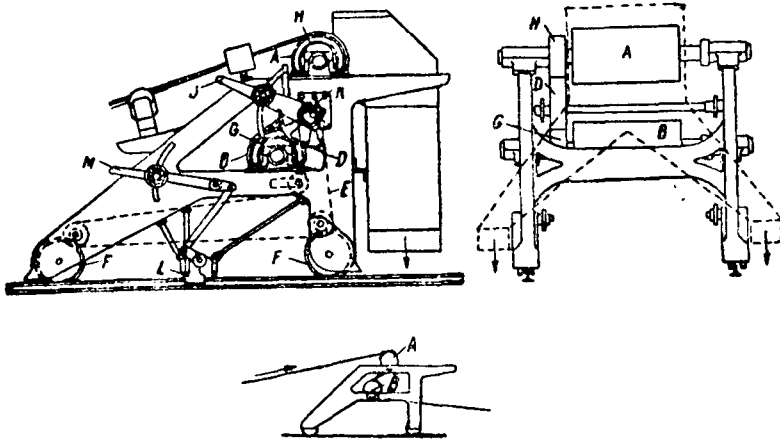


Рис. 218. Передвижной сбрасыватель.

A — разгрузочный барабан; B — направляющий барабан; D — фрикционный приводный шкив; E — цепная трансмиссия; F — приводные шкивы, для передвижения тележки; G, H — фрикционные шкивы; J — рычаг для включения фрикционного шкива; K — эксцентрик фрикционного шкива; L — зажимные стопорные колодки; M — рычаг зажимной колодки.

влении. Если он должен оставаться неподвижным, то его прижимают к рельсам колодками L, действующими от рычага M. Сбрасыватель может быть оставлен в одном месте до тех пор, пока не заполнится часть приемного бункера или силоса, после чего он передвигается на другое место. Другой способ состоит в установке в такое положение рычага J, что он автоматически поворачивается в момент остановки.¹ В таком случае сбрасыватель движется непрерывно взад и вперед вдоль всего протяжения приемного бункера.

Конструирование ленточного конвейера

Конструирование ленточного конвейера большой производительности должно выполняться только опытными специалистами этого дела, так как постройка его является дорогим предприятием. В соответствии с этим конструирование и монтаж его должны быть весьма тщательными. Можно, однако, указать ряд простых технических соображений, воспользовавшись которыми инженер-технолог сможет легче ориентироваться в работе конвейера и выборе соответствующей конструкции такового.

Ширина и скорость хода ленты. Производительность ленточного конвейера определяется двумя факторами: поперечным сечением слоя транспортируемого материала и скоростью хода ленты. Поперечное сечение слоя, в свою очередь, определяется тремя факторами: шириной ленты, ее формой (т. е. является она гладкой или корытообразной) и раз-

¹ Роль рабочего, обслуживающего ленту, сводится при автоматическом приводе лишь к включению или выключению фрикционной передачи.

мерами кусков. В случае мелкокускового материала при надлежащей его подаче материал принимает однородное поперечное сечение по всей длине ленты. При транспортировании крупнокускового материала отдельные большие куски будут сваливаться с узкой ленты, особенно, если неправильно производится подача материала.

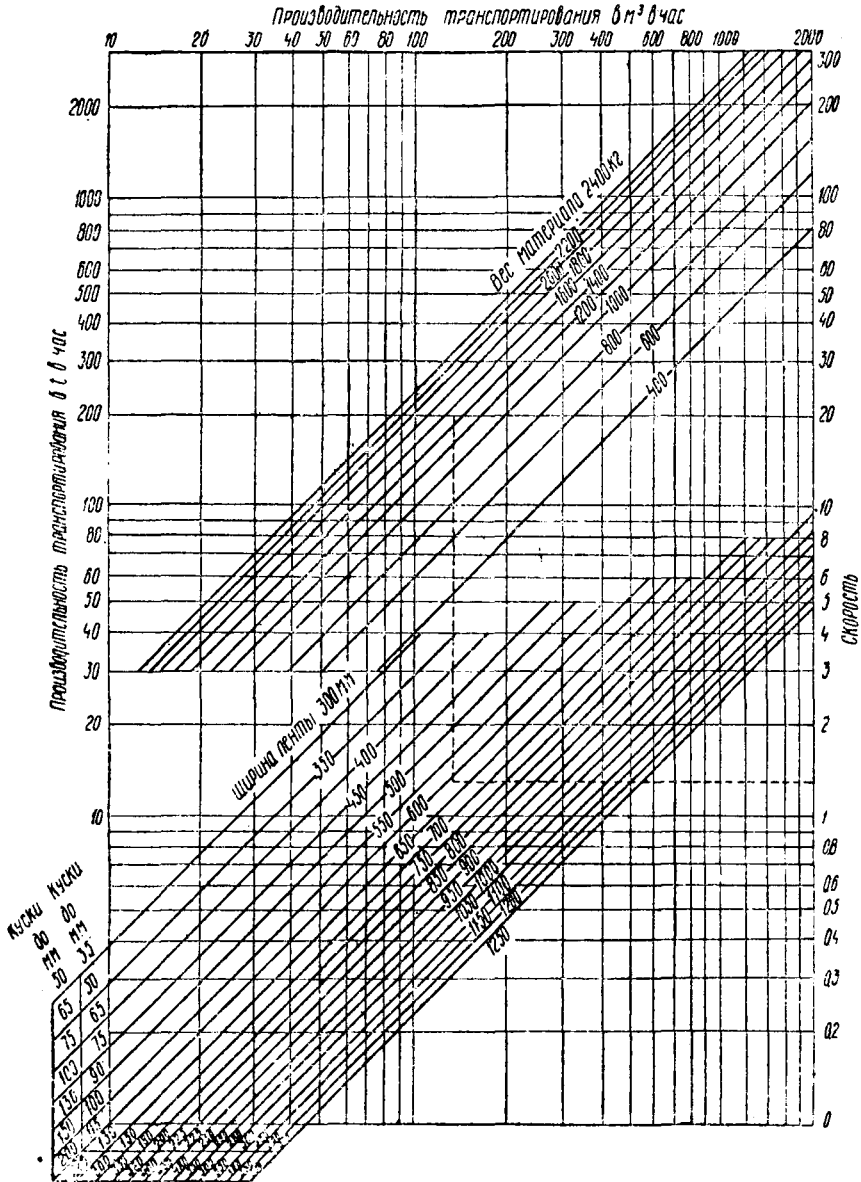


Рис. 219. Номограмма для расчета ширины ленточного конвейера.

Каждый завод, изготавливающий ленточные конвейеры, дает приближенные формулы или номограммы для расчета размеров конвейера и потребной для его работы энергии. Рис. 219, 220, 221, взятые из каталога фирмы Робин (Robins Conveying Belt Company), удобны для таких расчетов. Первая стадия расчета (нахождение ширины и скорости ленты) осуществляется при помощи номограммы, изображенной на рис. 219. Левая сторона номограммы показывает потребное количество тонн груза в час, верхняя — количество кубических метров в час. Допустим,

что нагрузка в тоннах в час известна, проведем горизонтальную линию до пересечения с диагональю, представляющей вес вещества в кг на кубический метр. Затем проведем вертикаль вниз до пересечения с диагональю, представляющей размеры материала, и далее, двигаясь по горизонтали до правого края номограммы, найдем там потребную скорость ленты в метрах в минуту. Так, например, пунктирная линия графика показывает, что для транспортировки 200 тонн в час материала, весящего 1430 кг в куб. метре и содержащего куски с поперечным сечением до 200 мм, необходимо иметь ленту, шириной в 600 мм, движущуюся со скоростью 1,4 м в секунду.

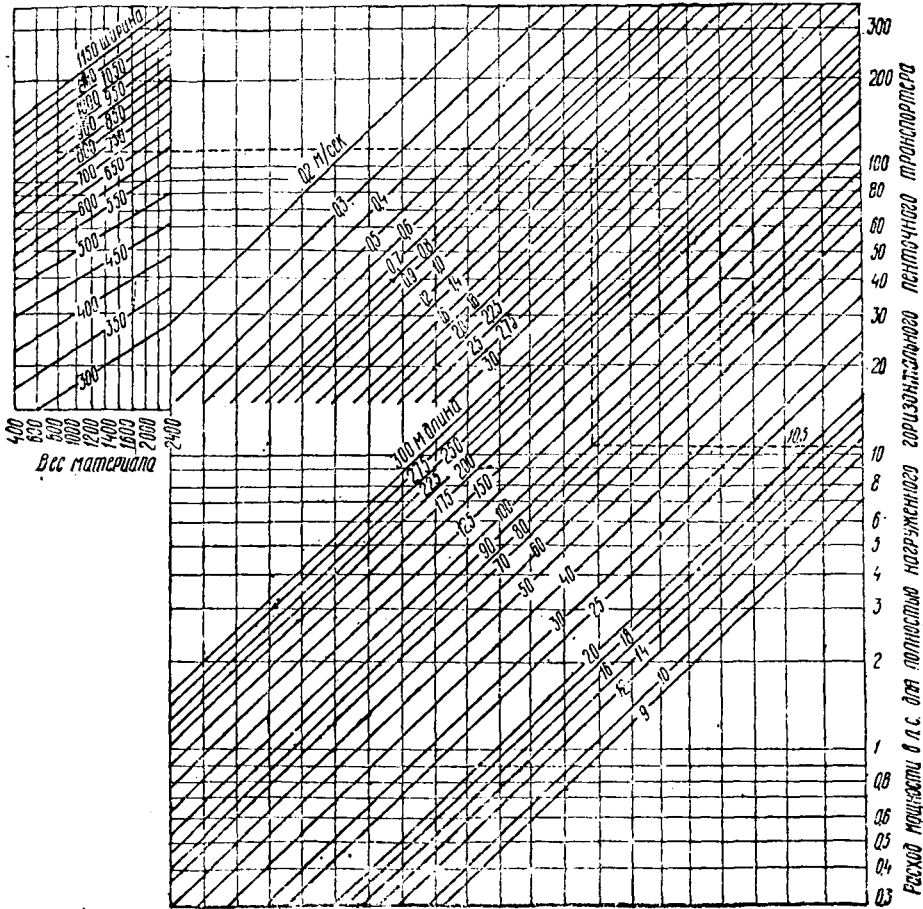


Рис. 220. Номограмма для определения расхода лошадиных сил, потребляемых ленточным конвейером.

Следует отметить, что иногда ширина ленты определяется скорее размерами наибольших кусков, а не действительным весом нагрузки определенной по среднему поперечному сечению. Таким образом, если бы в вышеприведенном примере вместо 200 мм были бы куски в диаметре не более 125 мм, то годилась бы лента, шириной около 500 мм при скорости примерно 2 м/сек.

Вообще говоря, ленточные конвейеры должны передвигаться со скоростью порядка 0,75—1 м/сек. Первоначальная стоимость конвейерной установки почти не зависит от ее рабочей скорости. При малых скоростях весовое количество материала, транспортируемого в час, слиш-

ком мало, чтобы оправдать капитальное влажение. Более узкая лента при большей скорости передает то же весовое количество с меньшей первоначальной стоимостью. С другой стороны, следует избегать скоростей более 2,5 м/сек. (500 ф. в минуту), так как они вызывают преждевременное изнашивание ленты и создают возможность сдувания пылевидных частиц материала с ленты.

Расход мощности, затрачиваемой на работу ленточного конвейера. Расход мощности, потребляемой ленточным конвейером, может быть подразделен на несколько слагаемых.

- 1) Расход мощности, расходуемой на преодоление инерции и сообщение необходимой скорости транспортируемому материалу.
- 2) Расход мощности на передвижение самой ленты.
- 3) Расход мощности на преодоление трения в шкивах.
- 4) Расход мощности на работу передвижного сбрасывателя.
- 5) Расход мощности на подъем материала (при наклонных конвейерах).

Точное определение всех этих факторов является задачей довольно сложной, особенно потому, что еще недостаточно выявлены факторы трения и точно не определен вес самой ленты в первой стадии конструирования. Формулы, даваемые каталогами различных заводов, вносят значительное упрощение. Графическое решение таких формул изображено на рис. 220. Верхняя часть номограммы представляет вес материала в кг, отнесенный к м³. При применении номограммы пользуемся следующим приемом. Отыскав в левой части соответствующую ширину ленты, проведем горизонталь до встречи с линией, представляющей скорость движения ленты в м/сек. Эта часть расчета дает определение нагрузки в тоннах в час. От места пересечения с линиями, представляющими скорость ленты, проведем вертикаль вниз до линии, представляющей длину конвейера, и затем направимся опять по горизонтали до края правой стороны, где найдем потребную энергию, выраженную в лошадиных силах, для полностью нагруженного конвейера. Пунктирная линия на рис. 220 показывает определение по номограмме расхода мощности на работу конвейера, имеющего 900 мм ширины, 90 м длины, передвигающегося со скоростью 1,4 м/сек. и транспортирующего материал, весом 800 кг/м³. Ответ составляет 10,5 лошадиных сил.

Расчет имеет в виду применение подшипников нормального типа. Барабаны и ролики, содержащие роликовые или шариковые подшипники, при тщательном монтаже потребуют энергии на 40% меньше. Для наклонных конвейеров следует прибавлять 0,0033 лш. силы на каждую метротонну подъема в час. Максимальный допустимый уклон составляет 15° — 20 в зависимости от перемещаемого материала. Расход мощности, затрачиваемый на работу передвижного сбрасывателя, дается в таблице рядом.

Вес ленты. Кроме ширины ленты необходимо также знать и ее толщину, которая зависит от максимального допускаемого растягивающего

Ширина ленты в дюймах	Расход мощности в лошадиных силах на работу сбрасывателя		
	Ширина ленты в мм	Подшипники нормального типа	Шарикопод- шипники
12	305	0,75	0,50
14	356	1,00	0,75
16	406	1,00	0,75
18	457	1,50	1,25
20	508	1,50	1,25
24	610	1,75	1,25
30	762	2,50	1,75
36	914	3,00	2,50
42	1067	4,00	3,00
48	1219	5,00	3,25
54	1372	6,00	5,00
60	1524	7,00	6,00

щего напряжения, действующего на отдельную прокладку ткани, шириной в один дюйм или в один сантиметр. Американские заводы пользуются лентами, выдерживающими напряжения, колеблющиеся в пределах от 18 до

30 фунтов¹ на дюйм ширины, считая на одну прокладку (3,4 кг — 5,6 кг на 1 см ширины одной прокладки).²

Различие в цифрах вызывается изменением запаса точности, применяемого в том или ином случае для конвейерной установки. В современных конструкциях замечается тенденция использовать более высокие напряжения.

При пуске в ход ленточного конвейера необходимо создать некоторое начальное натяжение ленты, чтобы воспрепятствовать скольжению ее на ведущем барабане. При работе в грузенном состоянии ведущая верхняя часть ленты получает кроме этого натяжения еще дополнительное, эквивалентное усилию, необходимому для движения грузенной ленты. Таким образом нижняя часть ленты подвержена только одному начальному напряжению. Для определения тягового усилия необходимо определить каждое из этих видов натяжений в отдельности, при чем при расчете необходимо учитывать и конструкцию привода. Так, например, в случае применения обычного одиночного приводного барабана потребуются большее начальное натяжение ленты, чем в случае передачи тягового усилия при помощи барабана, снабженного специальным ободом с накладками из резины или кожи в целях увеличения трения на окружности барабана. Равным образом еще большее тяговое усилие достигается при наличии специальной конструкции привода, состоящей из двух барабанов.

На рис. 221 изображена номограмма, дающая примерное определение числа прокладок на конвейерной ленте и возможность выбора соответствующего типа привода. При построении номограммы приняты сравнительно низкие напряжения на единицу ширины отдельной прокладки, и поэтому толщина ленты получается с некоторым запасом. Левая часть номограммы представляет расход мощности, выраженной в лошадиных силах. Количество прокладок в ленте определяется следующим образом. Проведем на номограмме прямую в правую сторону до пересечения с диагональю, представляющей скорость ленты. Из полученной точки проведем вниз прямую до пересечения с диагоналями, представляющими тип привода, и затем направимся по горизонтали далее вправо до пересечения с линией, дающей ширину ленты, и далее вниз до нижнего края, где указано количество прокладок. Пересечение линии, представляющей расход мощности в лошадиных силах, с линией скорости ленты дает возможность определить из верхней части номограммы так называемое натяжение „netto“. Под этим термином понимается тяговое усилие ведущей ветви ленты, эквивалентное мощности, расходуемой на перемещение только одной нагрузки. Если теперь из точки пересечения вертикали, опущенной на соответствующую диагональ, представляющую тип привода, провести прямую до пересечения с вертикальной линией, ограничивающей номограмму с правой стороны, то мы получим натяжение верхней ветви ленты или, иначе говоря, суммарное тяговое усилие в кг. Имея ширину ленты, количество прокладок и это суммарное усилие, нетрудно вычислить напряжение, отнесенное на единицу ширины одной прокладки.

Пунктирная линия, изображенная на рис. 221, показывает на примере, как определить вес ленты для ленточного конвейера с шириной ленты в 600 мм, передвигающейся со скоростью 1,4 м/сек. при расходе мощности в 15 лш. сил и при наличии приводного барабана

¹ Англ. и амер. фунт = 0,4536 кг.

² По данным проф. В. В. Арнольда, американская прорезиненная конвейерная лента в среднем имеет временное сопротивление разрыву около 65 кг на 1 см ширины (360 фунтов на один дюйм ширины). В целях обеспечения надежного запаса прочности допускаемое напряжение в этой ленте ограничивается по американским нормам значением около 4 кг на 1 см ширины (22 фунта на 1 дюйм ширины) на каждый слой. (Прим. ред.)

с нашитой на ободке кожей или резиной. По номограмме нетрудно определить, что для этого требуется лента с семью прокладками. Зная количество прокладок и ширину ленты, определяем и ее вес. Суммарное натя-

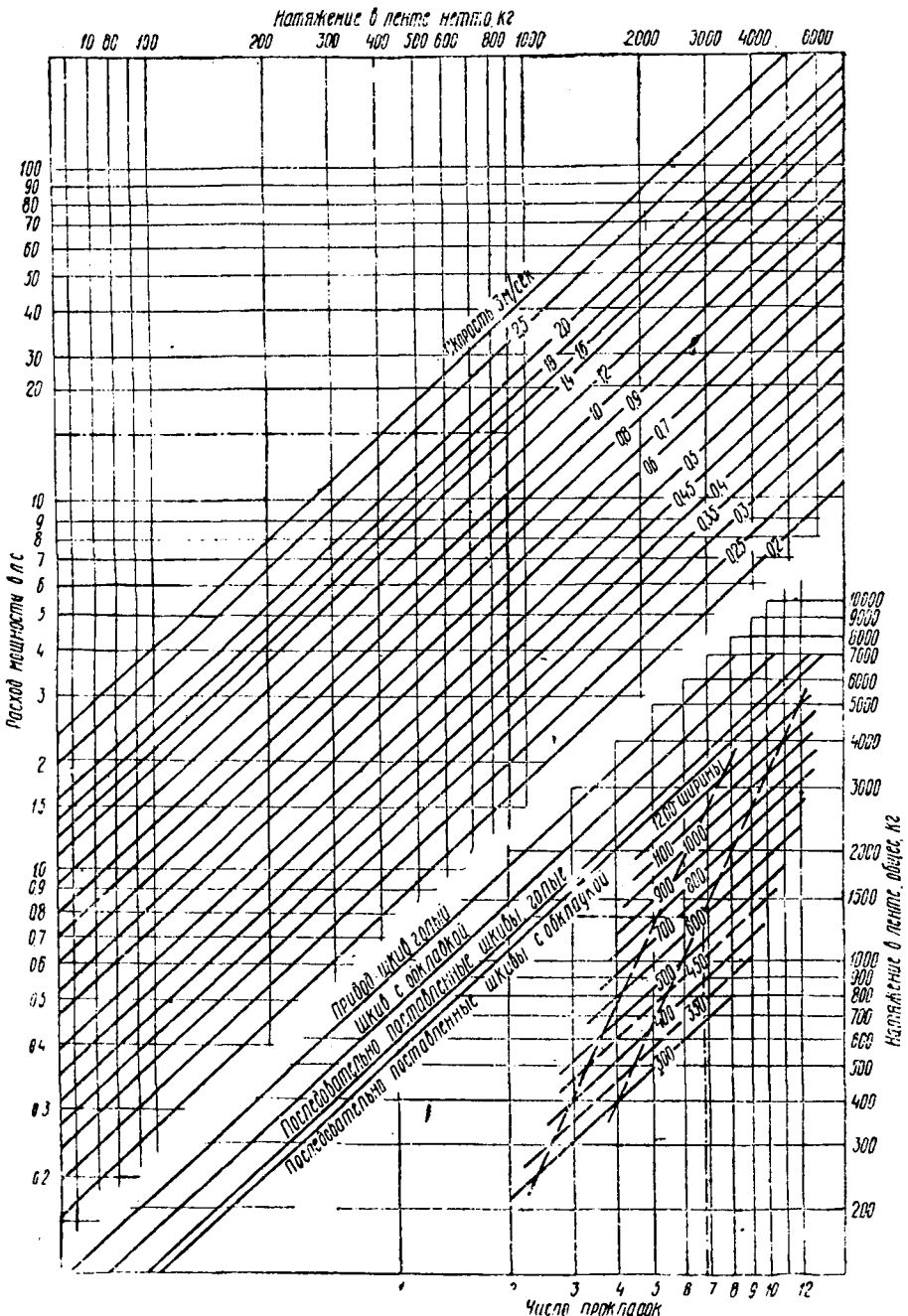


Рис. 221. Номограмма для расчета веса ленты конвейера.

жение ведущей ветви составляет 1361 кг, откуда напряжение на см ширины одной прокладки составит $\frac{1361}{7.60} = 3,25$ кг, где 60 см—ширина каждой из семи прокладок ленты. Следует отметить, что линии, представляющие ширину конвейера, пересекаются двумя пунктирными диагональными

линиями. При выборе ленты должна применяться только такая ее ширина, которая получается от пересечения соответствующих прямых, происходящего в пределах между двумя этими линиями. Значения, полученные в левой стороне от этих предельных линий, дают слишком малое число прокладок, и тонкая лента будет иметь чрезмерный провес между направляющими роликами.

Пересечения, происходящие с правой стороны, наоборот, потребуют столь тяжелых лент, что они будут плохо огибать конечные барабаны конвейера и будут слишком жестки для получения корытообразной формы при укладке на ролики.

Если пересечение произойдет на левой стороне предельной полосы, то рекомендуется выбирать достаточно тяжелую ленту, даже если она окажется толще, чем это необходимо для имеющегося тягового усилия. Если пересечение произойдет на правой стороне от предельной полосы, то следует улучшить конструкцию привода с целью уменьшения начального натяжения ленты и в связи с этим перенести пересечения точек на желательный участок номограммы.

Следует еще раз отметить, что приведенная выше номограмма дает только лишь примерные решения и не следует считать, что если таковые по номограмме найдены, то ленточный конвейер в основном уже сконструирован. Обычно имеется целый ряд других факторов, которые также должны быть рассмотрены и взвешены, прежде чем окажется возможным конструктивно оформить конвейерную установку. Если эти дополнительные факторы недостаточно учтены при расчете установки, то неизбежен ряд ошибок, сказывающихся весьма различным образом. Так, например, некоторые из этих дефектов бывают причиной чрезмерного изнашивания ленты, при чем могут быть иногда устранены и после пуска конвейера в работу. Другие же, и к ним в первую очередь относится выбор чрезмерно узкой ленты, — остаются неустраняемыми и крайне тяжело отзываются на производительности всей установки.

Ц Е П И

Весьма важной и имеющей широкое применение в промышленности группой конвейерных приспособлений являются цепи и разнообразные детали, служащие для скрепления цепей и прикрепления к этим соответствующих рабочих органов.

Конвейерные цепи сами по себе весьма просты и дешевы и могут быть нередко изготовлены в местных мастерских. В этом отношении цепь резко отличается от ленты, установка которой связана со значительным вложением средств. Цепи могут находить весьма широкое применение при решении транспортных проблем, при условии надлежащего знакомства с их конструкциями и некоторой доли конструктивного чутья.

Типы цепей настолько разнообразны, что дать для них какую-либо простую классификацию представляется делом весьма сложным.

Основными типами цепей являются следующие:

- 1) Суставчатая разборная цепь (из ковкого чугуна).
- 2) Звеньевая шарнирно-болтовая цепь, в том числе:
 - а) нормальная,
 - б) фасонная,
 - в) нормальная втулочная,
 - г) втулочная цепь Лея,
 - д) роликовая втулочная,
 - е) специального назначения, как-то: самотасочная (для опилок и пылевидных материалов), передаточная (для крупных предметов) и т. д.
- 3) Комбинированная цепь:
 - а) стальные цепи, в том числе пластинчатые,

- б) комбинированная (звенья из плоского и круглого железа),
- в) втулочно-роликовая,
- г) пластинчатая длинно-звенная.

Суставчатая разборная или крючковая цепь. Суставчатые разборные цепи¹ применяются для разнообразных целей; главное их применение в элеваторах и подъемниках, при чем оно все более и более расширяется. Этот вид цепей, как показывает само название, состоит из отдельных звеньев, отлитых из чугуна и затем обезуглерожженных (ковкий чугун). В общем, этот вид цепей является наиболее обычным типом цепей, применяемых в конвейерном оборудовании. Наиболее типичные звенья и их сцепления изображены на рис. 222. Как видно из рисунка, основным преимуществом этой цепи является возможность легко соединять и разъединять звенья без помощи каких-либо инструментов, чему способствует точная стандартизация литых звеньев, каковые в американской практике номеруются соответствующими номерами. Так, например, какое-либо звено, носящее № 88, изготовленное одним заводом, должно в точности приходиться к звену того же номера другого завода. Для каждого звена в точности определены не только его размеры, но и допустимая в соответствии с этим рабочая нагрузка. Американская нумерация таких звеньев начинается с № 25, которых укладывается на 10 погонных футах (около 3 м) 133 звена при предельной нагрузке в 700 фунтов (317,5 кг), и доходит до № 124 с 30 звеньями в 10 футах длины с предельной нагрузкой в 15 000 фунтов (около 6800 кг). Наиболее важным элементом этих цепей являются те звенья, к которым прикрепляются рабочие органы. Последние представляют фасонные отдельные элементы цепи, которые, однако, обладают теми же размерами и прочностью, как и обычные звенья.

Эти фасонные звенья также имеют специальные обозначения как цифровое, так и буквенное, при чем сама форма этих фасонных звеньев весьма разнообразна.

Некоторые из них являются стандартными для всех обычных размеров цепи, другие же стандартными лишь для некоторых размеров, и, наконец, третьи являются специальными и могут быть изготовлены только по заказу.

Наиболее важная группа фасонных звеньев для прикрепления рабочих органов имеет в американской практике буквенные обозначения, при чем важнейшие из них следующие:

- А — односторонние боковые держатели,
- С — волочилки,
- D — роликовые цапфы,
- F — вертикальные держатели (ручки),
- К — плоские двусторонние держатели и т. д.

Наиболее употребительные конструкции фасонных звеньев приведены на рис. 222, при чем применение таковых будет указано ниже при описании деталей цепных конвейеров.

Звеньевая шарнирно-болтовая цепь. Для цепей, несущих большие нагрузки, применяются звенья, изображенные на рис. 223, при чем соединение отдельных звеньев, сделанных из ковкого чугуна, производится при помощи стальных болтов, укреплемых с одной стороны при помощи потайной головки, а с другой стороны — посредством шплинта. Преимуществом этих цепей является, прежде всего, возможность при наличии одного и того же веса, как и у суставчатой разборной цепи, применять их при больших, чем в первом случае, нагрузках и, кроме того, более рационально их использовать, так как их можно в случае износа рабочей стороны переворачивать на другую сторону. Шарнирно-болтовые цепи, вообще

¹ Эти цепи часто именуется крючковыми или цепям и Эварта.

говоря, могут иметь цельноотлитые звенья, в которых обе половины звена отливаются вместе со втулкой, как одно целое. В более совершенных конструкциях этого вида цепей звенья снабжаются специальными втулками.

Как показывает практика, одним из недостатков шарнирно-болтовых цепей является возможность прогиба шарнирного болта, и, кроме того

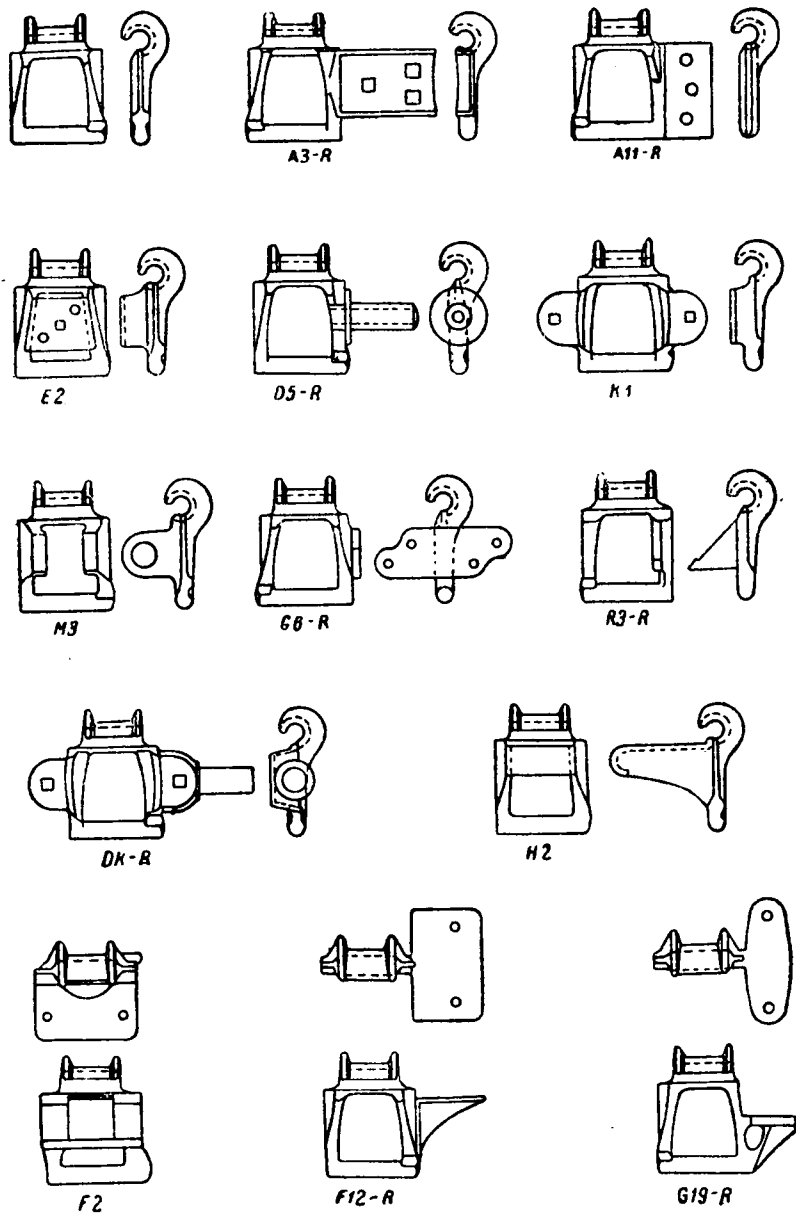


Рис. 222. Суставчатая крючковая цепь Эварта (шарнирно-звеньевая).

в цепях нормального типа (рис. 223а) натяжение цепи сказывается в работе болта на срез. Во избежание этого явления, в конвейерных шарнирно-болтовых цепях применяются специальные типы звеньев, показанные на рис. 223б и 223с. Фасонная шарнирно-болтовая цепь, как это видно из фиг. 223б, отличается той особенностью, что каждое из звеньев устраи-

вается с цапфами, входящими непосредственно в муфты соседнего звена и, таким образом, устраняется чрезмерное напряжение, которому обычно подвергается болт. Втулочные цепи (рис. 223с) имеют закаленную втулку,

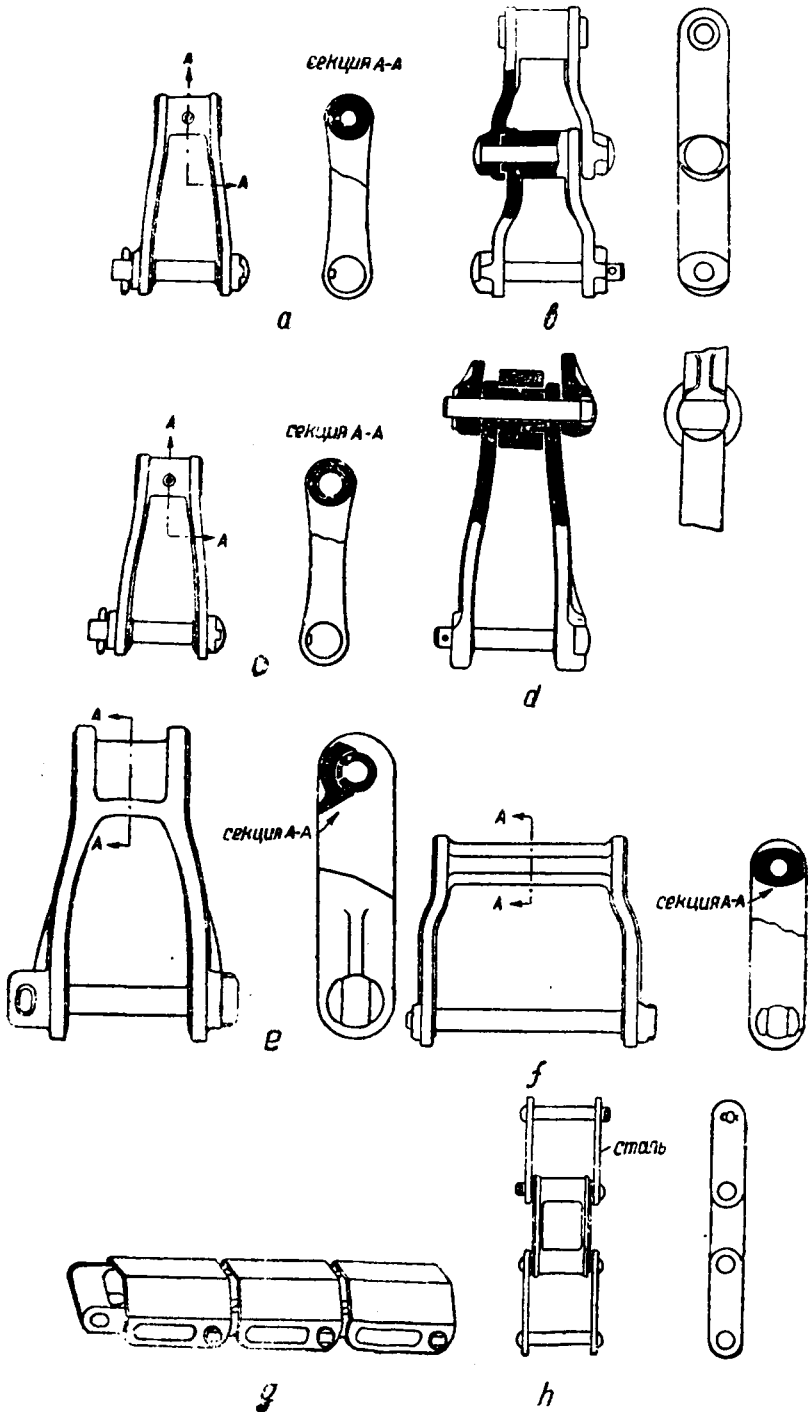


Рис. 223. Типы шарнирно-болтовых цепей.

a — нормальная; **b** — фасонная; **c** — нормальная втулочная; **d** — роликковая; **e** — втулочная цепь; **Лс**; **f** — втулочная цепь для пылящих продуктов и опилок; **g** — передаточная цепь (самотаска); **h** — комбинированная цепь из стальных и литых чугунных звеньев.

помешенную в головке звена, так что в таких случаях в первую очередь изнашивается болт, сделанный из более мягкого материала. В случае поломки болта замена его происходит без всяких затруднений, не вызывая перебоев в работе. В тех случаях, когда желают несколько снизить потери на трение в звеньях, устанавливают в каждом шарнире опорный ролик, благодаря чему трение скольжения заменяется трением качения (рис. 223д).

Среди конструкций втулочных цепей необходимо отметить втулочную цепь Лея, имеющую особую форму звена, отличающуюся тем, что нижняя сторона отливки в головке звена срезана таким образом, что только одна втулка приходит в соприкосновение с зубцами приводных или направляющих звездочек (рис. 223е).

Все перечисленные выше виды звеньевых цепей снабжаются фасонными звеньями для прикрепления рабочих органов, при чем рабочая часть таких ничем не отличается от остальных звеньев цепи, приливы же, являющиеся держателями или „ручками“, имеют примерно ту же форму, как и держатели суставчатой разборной цепи.

Помимо уже рассмотренных выше типов звеньевых цепей существует целый ряд цепей, предназначенных для специальных целей. Так, например, цепь, изображенная на рис. 223ф, применяется для транспортирования пылевидных продуктов и опилок и является специальным видом конвейера, носящим название „волочилки“, каковая может представлять просто цепь, передвигаемую в неглубоком желобе без каких-либо отдельных рабочих органов.

Для транспортировки длинных предметов, например, бревен, широко применяются передаточные цепи „самотаски“ (рис. 223г). Для случая, изображенного на рис. 223г, предметы могут загружаться на конвейер под прямым углом к направлению движения конвейера.

Изображенная на рис. 223h комбинированная цепь состоит из последовательно сцепленных между собою литых звеньев из ковкого чугуна и пластинчатых звеньев, благодаря чему достигается уменьшение износа литых звеньев и, кроме того, в виду легкой заменяемости пластинчатых стальных звеньев вообще облегчается ремонт цепи.

Стальные цепи. Стальные цепи, в общем, мало чем отличаются от шарнирных цепей из ковкого чугуна, но как общее правило, их можно считать более прочными и массивными, чем цепи, состоящие из литых звеньев, так как боковые части звеньев стальных цепей делаются из штампованных пластин.

На рис. 224 изображен целый ряд конструкций стальных цепей. Цепь, изображенная на рис. 224а, в конструктивном отношении имеет весьма большое сходство с шарнирно-болтовой цепью, но состоит из целого ряда стальных пластин, разделенных между собой прокладочными шайбами. Конструкция ее понятна из рисунка. Комбинированная цепь составляется

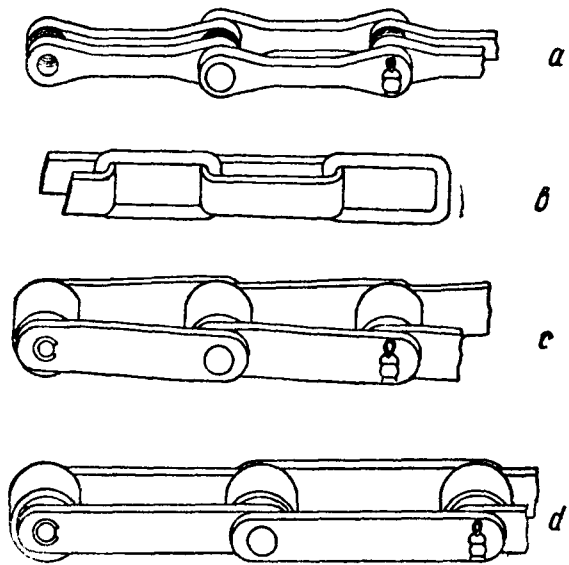


Рис. 224. Стальные цепи.

а—воротковенная пластинчатая цепь с прокладочными шайбами; б—комбинированная цепь; в—втулочная роликовая с короткими изогнутыми звеньями; д—длиннозвенная пластинчатая цепь.

из последовательно сцепленных друг с другом звеньев, сделанных из круглого и полосового железа, при чем при набегаии на зубчатое колесо круглые звенья укладываются на зубцы, а пластинчатые приходятся между ними; к такого же вида звеньям прикрепляются и рабочие органы конвейера. Стальные цепи втулочно-роликового типа применяются в двух видах: 1) короткозвенные пластинчатые цепи с слегка изогнутыми пластинами (224с) и 2) более тяжелые и прочные с прямыми пластинами и более длинными звеньями (рис. 224d).

Прикрепление рабочих органов к указанным видам цепей легко производится путем приклепывания или привинчивания их к наружным сторонам при помощи специальных уголков или держателей из ковкого чугуна. Номенклатура стандартизованных держателей стальных цепей, хотя и менее обширна, чем для цепей, отливаемых из ковкого чугуна, но вполне достаточна для удовлетворения требований заводской практики.

Цепные конвейеры

Скребковый конвейер. Наиболее простым и дешевым видом транспортирующей установки для массового перемещения однородных материалов является скребковый транспортер, преимущества которого, помимо низкой первоначальной стоимости, заключаются в приспособляемости к более значительным, чем у ленточного транспортера, уклонам и

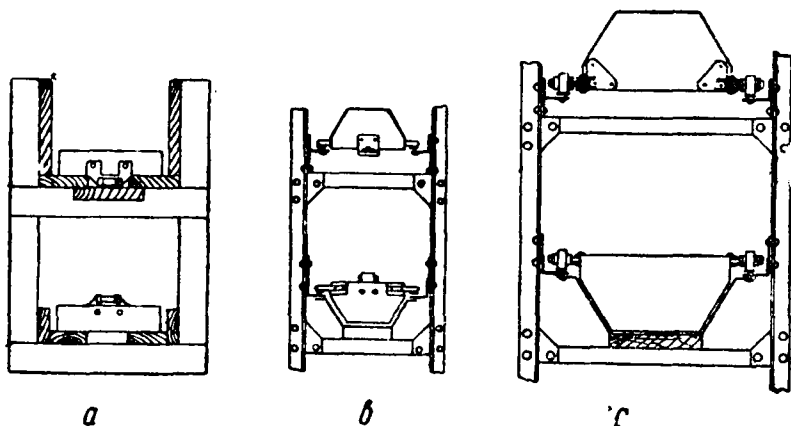


Рис. 225. Скребковые конвейеры.

а—цепь из ковкого чугуна с деревянными скребками; *б*—стальные скребки с накладками и поддувами; *с*—двойная роликовая цепь со стальными скребками.

в возможности транспортировки кусковых материалов. К числу его недостатков следует все же отнести значительную затрату мощности и значительные денежные и материальные расходы, вызываемые его простоями, вследствие неизбежных при длительной работе восстановительных ремонтов. Сопряженные с этим затраты и неудобства, сопоставляемые с противоположными качествами ленточного транспортера, при наличии соответствующих местных условий заставляют на практике отдавать предпочтение последнему и к скребковому транспортеру прибегать лишь в случаях очевидного его преимущества. По этой причине, в особенности при наличии большой производительности, значительных расстояний для перемещения материалов, а также в тех случаях, когда основные затраты в сравнении с эксплуатационными расходами невелики, — обычно прибегают к установке ленточного конвейера. Наоборот, при коротком расстоянии, небольшой производительности и работе, сопряженной с перерывами, если к тому же нежелательны значительные основные вложения, а расход

мощности не играет особого значения, предпочитают применение скребкового конвейера.

В зависимости от местных условий конструкция скребкового конвейера может быть упрощена до возможных для этого пределов и вместе с тем принимает вид более совершенной и современной установки. Наиболее простой тип конвейера изображен на рис. 225а. Как видно из эскиза, рабочими элементами в данном случае являются деревянные скребки, прикрепленные к суставчатой разборной цепи при помощи фасонных звеньев (держателей) типа F—2 (американский стандарт).

Движение конвейера происходит в деревянном жолобе, укрепленном на деревянной станине, при чем верхняя часть эскиза представляет рабочую ветвь конвейера, а нижняя часть — холостую. Представленный здесь случай работы с расположением цепи в нижней части скребка является, несомненно, весьма целесообразным с точки зрения распределения усилий, но применение его ограничивается довольно редкими случаями транспортирования таких материалов, ко которым не вредит прохождение через них цепи. Таким образом этот конвейер можно использовать для транспортирования небольших кусков дерева, опилок и т. п. легкого материала. Нижняя ветвь этого конвейера может быть также использована для целей транспортирования особенно в тех случаях, когда желательнее предохранить цепь от повреждения ее движущимся материалом, при чем в этом случае жолоб устраивается в нижней части конвейера, а верхняя его часть служит для обратного хода.

Несколько более усовершенствованная конструкция скребкового конвейера снабжается ползунами, скользящими по направляющим, сделанным из уголкового железа (рис. 225б). В этом случае применяется такая же цепь, как и в первом ранее указанном, и с такими же фасонными звеньями для прикрепления рабочих органов, но скребки делаются из листового стали, а рама из уголкового железа. Для того, чтобы скребки не опирались непосредственно на дно жолоба, по углам таковых приклепываются сменные ползуны.

Наконец, еще более усовершенствованные типы скребковых конвейеров снабжаются шарнирно-болтовой цепью и роликовыми опорами (рис. 225с), при чем в виду наличия в такого рода конвейерах двойной цепи является возможность транспортирования более тяжелых грузов при том же весе цепи.

В зависимости от типа и размеров перемещаемого материала постепенно создался целый ряд отдельных конструкций, в основном, однако, имеющих те же характерные конструктивные особенности, как и в случаях, указанных выше, при чем наиболее существенным их отличием друг от друга является тот или иной способ прикрепления рабочих органов. Как уже упоминалось ранее, в заводской практике применяется также специальный тип волочильных цепей, служащих для транспортирования пылевидных материалов, а также опилок. В этом случае движение цепей, назначением которых является выполнять одновременно роль тягового и рабочего органа, происходит в неглубоком жолобе, и таким образом цепь является непосредственно в то же время и конвейером.

Производительность, расход мощности и прочие эксплуатационные и технические показатели, необходимые при проектировании скребкового конвейера.

Производительность скребкового конвейера характеризуется весом материала, загружаемого на конвейер, отнесенного к одному скребку, или, иначе говоря, емкостью рабочего пространства между скребками, заполняемого материалом. В таблице представлены эти данные для скребковых конвейеров различных

Размеры скребков в	Размеры скребков в		Загрузка одного скребка	
	мм	дюйм.	кг	фунты
102 × 254	4 × 10	6,8	15	
102 × 305	4 × 12	8,6	19	
127 × 305	5 × 12	10,4	23	
127 × 381	5 × 15	14,0	31	
152 × 457	6 × 18	18,2	40	
203 × 457	8 × 18	27,2	60	
203 × 508	8 × 20	31,7	70	
203 × 610	8 × 24	40,8	90	
254 × 610	10 × 24	52,2	115	

размеров в предположении, что транспортируется материал, весящий около $800 \text{ кг}\cdot\text{м}^3$ (50 фунтов в куб. футах), при чем конвейер работает в горизонтальном направлении.

Для других материалов производительность, выраженная в тоннах в час, будет пропорциональна объемному весу материала, т. е. его весу, отнесенному к единице объема.

Скорость скребковых конвейеров обычно составляет около 0,5 м/сек. (около 100 футов в минуту). Конвейер, работающий под некоторым углом к горизонту, теряет известную часть своей производительности, как показывает следующая таблица.

Угол оси конвейера к горизонту	Производительность, принятая в % отношении к таковой в случае работы по горизонтальному направлению
20°	77
30°	55
40°	33

Расход мощности, потребляемый скребковым конвейером, по данным американской фирмы Стефенс-Адамсон (Stephens-Adamson Manufacturing Company) может быть определен по следующей формуле

$$HP = \frac{0,06 SLFW_0 + T(L'F' + H)}{600},$$

где HP — количество лошадиных сил мотора,

S — скорость конвейера в футах в минуту,

L — горизонтальная проекция длины конвейера в футах, считая таковую между крайними положениями рабочих органов,

F — коэффициент трения для цепей и скребков, при чем в случае установки скребков

на ползунах F = 0,6

при вольчатой цепи F = 0,6

при роликосой цепи из ковкого чугуна F = 0,35

при втулочно-роликосой цепи F = 0,2

W_0 — вес цепей и скребков для верхней и нижней ветви в футах на фут длины конвейера,

T — количество тонн, транспортируемых конвейером в течение часа,

L' — горизонтальная проекция длины нагруженной ветви конвейера в футах,

F' — коэффициент трения материала по жолобу (0,6 для угля),

H — высота подъема материала в футах.

Эта же формула, но выраженная в метрических мерах, представляется в следующем виде:

$$HP = 0,00072SLW_0 F + 0,0055(L'F' + H),$$

при чем в этой формуле L, L' и H — в метрах, S — в метрах в минуту, W_0 — в кг на метр длины.

Секционный конвейер. Применение секционных конвейеров может иметь самый разнообразный характер, но преимущественно ими обслуживаются установки, связанные с транспортированием массовых грузов на короткие расстояния. В зависимости от характера самой работы конвейера, его конструкция может иметь различный характер, а именно — от самой простой и дешевой до весьма совершенной и поэтому более дорогой.

Наиболее простой тип секционного конвейера (рис. 226а) состоит из двух суставчатых разборных цепей из ковкого чугуна с фасонными веньями для прикрепления отдельных секций (рис. 222А).

Конструктивно это осуществляется таким образом, что каждый отдельный конец деревянной пластины прикрепляется к приливу фасонного звена одной из тяговых цепей и при движении цепей вместе с ними перемещаются и опирающиеся на них пластинчатые секции конвейера,

образуя как бы непрерывно движущуюся платформу. При наличии более тяжелых грузов или значительном расстоянии могут быть применяемы цепи из ковкого чугуна, состоящие попеременно из звеньев типов А и D, где под номенклатурой звеньев D подразумеваются звенья с роликами, указанные на соответствующих фигурах рис. 222 и 226b.

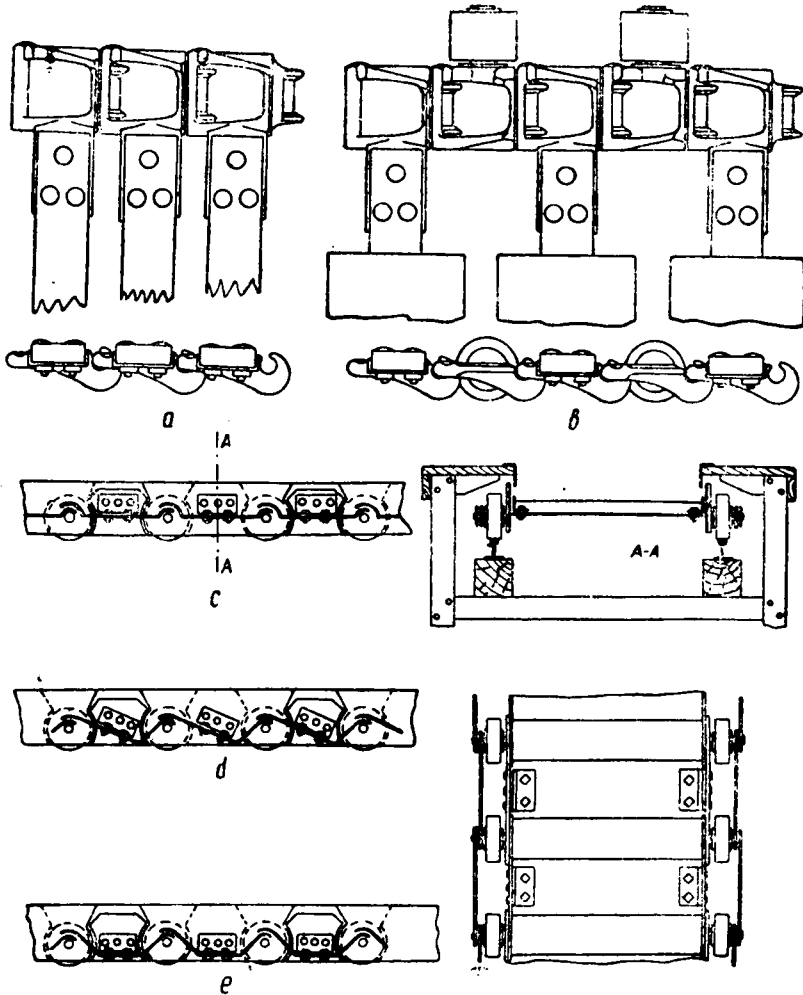


Рис. 226. Типы секционных конвейеров.

a — составчатая разборная цепь (волочилка) с фасонными звеньями по рис. 222А; *b* — такая же цепь со звеньями по рис. 222 А и D, попеременно включенными друг за другом, при чем цепь снабжена опорными роликами; *c* — конвейер с гладкими стальными секциями с отогнутыми концами и неперекрытыми зазорами, прикрепляемыми к фасонным звеньям длиннозвеньевой шарнирной роликовой цепи; *d* — конвейер с волнообразными уложенными в частичную перекрышку штампованными секциями; *e* — тип конвейера с ковшеобразными секциями (карманами); А-А — разрез.

Еще более усовершенствованным видом пластинчатого конвейера является тип конвейера, снабженного шарнирно-болтовой цепью, имеющей соответствующие фасонные звенья, к которым прикрепляются уже не деревянные, а стальные пластины. Прикрепление пластин к фасонным звеньям в этом случае осуществляется при помощи небольших вспомогательных уголков, к одной из полок которых приболчивается секция ленты, при чем другая полка уголка или представляет собою общую с внутренней пластиной каждого звена фасонную отливку, или же прочно приклепывается к таковой.

В простейших случаях применяются плоские пластины, в тех же случаях, когда приходится иметь дело с массовым перемещением сыпучих или навалочных грузов, то во избежание просыпания или заклинивания, края прилегающих друг к другу конвейерных секций, изготовленных из листовой стали, толщиной от 5—6 мм, достаточно плотно перекрывают друг друга, не препятствуя, однако при этом их свободному движению или скольжению относительно друг друга, при чем такое положение секций сохраняется и в момент перехода их над зубчатыми блоками или звездочками (рис. 226с). Края стальных секционных листов отгибаются для этой цели при штамповании по определенному радиусу, при чем в более совершенных конвейерах при необходимости применяются длиннозвеньевые пластинчатые цепи, к которым прикрепляются фасонные штампованные стальные листы со сделанными в них углублениями в виде карманов, чем достигается известное увеличение емкости отдельных секций (фиг. 226d). Наконец, последний тип особенно емкого конвейера характеризуется глубокими волнообразными секциями, представляющими по существу ряд горизонтально расположенных ковшей (фиг. 226е), в которых внутренние борты (планки) звеньев возвышаются на довольно значительную высоту, образуя боковые ограждения выемок.

Ковшечные конвейеры. Как уже было отмечено ранее, секционные конвейеры постепенно переходят в тип так называемых ковшевых конвейеров. Более простые ковшевые конвейеры состоят из стальных штампованных листов с отогнутыми краями, усиленными приклепанными с боков опорными секторами, передвигаемых на длиннозвеньевой пластинчатой цепи. При достаточно глубоких ковшах различие в конструкции горизонтального конвейера и сильно наклоненного ковшевого элеватора в сущности исчезает. Наиболее усовершенствованные ковшевые конвейеры применяются для подачи угля на силовые станции и прочие крупные установки и вообще там, где в состоянии себя оправдать наиболее дорогой тип конвейера. В этом случае между двумя длиннозвеньевыми стальными цепями прикреплены или чугунные или же изготовленные из штампованной стали ковши, при чем конструкция ковшей обеспечивает их непрерывное наполнение при горизонтальном движении ветви, что достигается их взаимной перекрышкой. При работе в вертикальном направлении ковши висят свободно между цепями, и конвейер работает как элеватор. Разгрузка транспортируемого материала происходит при движении ковшей в горизонтальном направлении при помощи специального разгрузителя, переворачивающего ковш над желательным пунктом данного склада или же силоса. В случае применения ковшевого конвейера для транспортирования угля, он обычно располагается таким образом, что принимает уголь в конце нижней ветви, при чем принимая таковой над угольными бункерами, разгружает его в определенном пункте и затем при обратном ходе используется для транспортирования золы. Подробное описание такого конвейера выходит вообще из рамок этого краткого обзора существующих конструкций; однако следует отметить, что установка конвейера этого типа, в виду тщательного монтажа отдельных деталей, требует значительных капиталовложений.

Элеваторы. При наличии небольшого подъема, каждый из перечисленных выше видов конвейеров, т. е. ленточный, скребковый и секционный, могут быть использованы помимо перемещения материала в горизонтальном направлении также и для подъема такового при условии, что угол подъема не превышает 15—20° для ленточного конвейера и примерно 30° для скребкового. При значительных подъемах или же в случае перемещения материала в вертикальном направлении применяется тот или иной тип элеватора. Обычный тип элеватора состоит из ряда ковшей, прикрепленных к цепям или же к ленте. Ковши элеватора могут иметь разнообразную форму, и некоторые типы таковых приведены на рис. 227.

Ковши типа „Миннеаполис“ (фиг. 227b) являются наиболее общеупотребительными для зерна и других сухих пылевидных материалов. Для вязких материалов применяются более плоские ковши (рис. 227c и d). Для крупнокускового и тяжелого материала, как, например, уголь и дробленый камень, применяются особенно прочные ковши, изготовляемые штамповкой из листовой стали (рис. 227e). В тех случаях, когда требуется возможно аккуратное и чистое содержание элеватора, как, например, при подъеме зерна и пищевых продуктов, ковши прикрепляются к ленте; в более же обычных случаях работы ковши прикрепляются к цепям.¹

Фасонные звенья цепей, служащие для прикрепления ковшей, снабжены держателями, несколько выдающимися наружу от внешней кромки цепей, благодаря чему устраняется задевание задних стенок ковшей о концы зубьев концевых звездочек. Ковши могут подвешиваться или к одной цепи для легких случаев работы или же к двум цепям, что обычно имеет место в тяжелых элеваторах. В том и другом случае применяются спе-

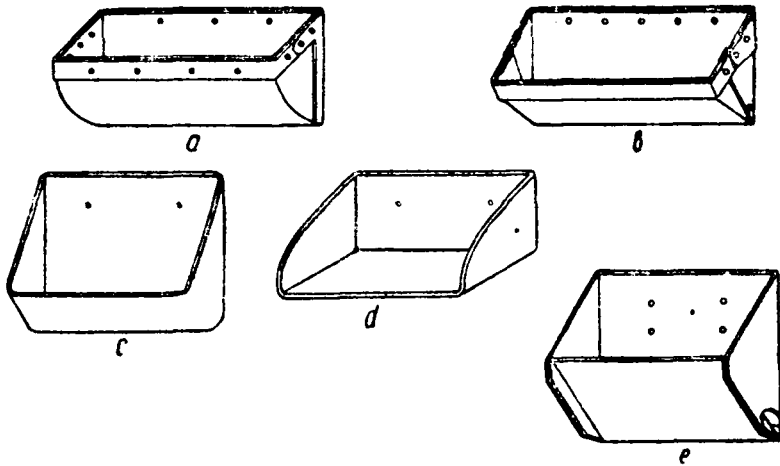


Рис. 227. Элеваторные ковши.

a — обычный ковш; b — ковш типа „Миннеаполис“; c-d — ковш для вязких и текучих материалов; e — ковш для дробленого камня из стальных штампованных листов.

циальные фасонные звенья, примерные конструкции которых можно видеть на рис. 222.

Для особо тяжелых цепей и, вообще, для работы в тяжелых производственных условиях применяются шарнирные укрепления рабочих органов, устраняющие возможность неправильной работы цепей и их перекручивания вследствие их неодинакового вытягивания.

Наиболее тяжелые и тихходные элеваторы снабжаются ковшами, сделанными из стальных штампованных листов (рис. 227e), прикрепляемых к длиннозвеньевым пластинчатым цепям. В таких случаях ковши обычно насаживаются вплотную друг к другу, при чем обратная сторона отогнутых наружу передних стенок ковшей как бы образует лоток, дающий правильное направление материалу, высыпающемуся из следующего за ним ковша. Подача материала в элеватор может в этом случае совершаться непрерывно из загрузочной трубы при наличии мелкокускового материала.

Ленточные или цепные элеваторы, передающие легкие по весу материалы, обычно работают со скоростью от 0,75—1,25 м/сек. (150—250 фут. в минуту). При скорости в 1 м и выше материал достаточно хорошо

¹ В американской практике этот тип фасонных звеньев имеет обозначения соответственно установленным стандартам К-1, К-2, С и т. д. (см. рис. 222).

выбрасывается по параболе центробежной силой из ковшей в головке элеватора. Форма переходной части головки элеватора и раструба самоотечной трубы конструируется в соответствии с кривизной параболы, дабы обеспечить правильность выбрасывания материала и устранить его обратное падение через кожух в башмак элеватора.

Тихоходные элеваторы тяжелого типа работают простым опрокидыванием материала, при чем устраиваются весьма часто таким образом, что ковшевая цепь или лента после огибания головной звездочки или ведущего шкива отжимается к оси элеватора добавочной отжимной звездочкой или шкивом, вследствие чего ковши проходят по их окружности несколько дальше, чем в обычных типах, при чем, продвинувшись вдоль нижней части окружности, они полностью опрокидываются над самой трубой (течкой), помещенной как-раз под головной звездочкой или шкивом.

Приводом для элеватора служит, в зависимости от типа и конструкции, приводная звездочка, цепной зубчатый или канатный блок, или же шкив, при чем вследствие вытягивания соответствующего тягового прибора эле-

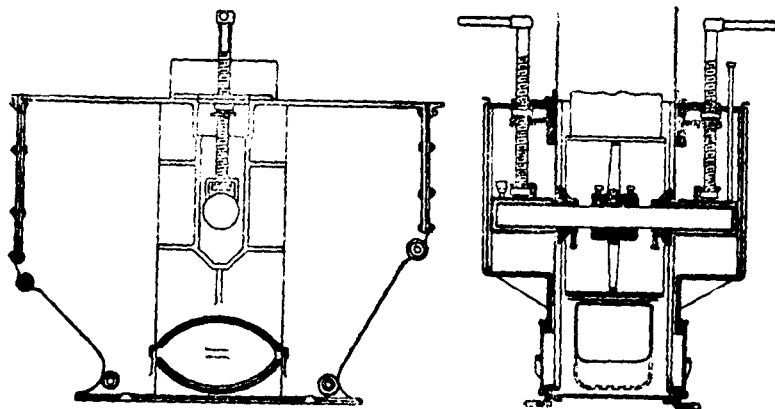


Рис. 228. Элеваторный башмак.

ватор снабжается специальным натяжным рычажным устройством, устанавливаемым на нижней расширенной части кожуха, так называемом башмаке, служащей опорой всего элеватора в целом (рис. 228).

При транспортировании пылевидного или зернового материала элеваторные ковши наполняются путем зачерпывания материала при прохождении их через башмак.

Работа элеватора может происходить и без установки кожуха, но только в том случае, если это происходит вне заводского здания, и потери на распыл не имеют большого значения. Иногда устраивают среднюю часть кожуха двойной, при чем для каждой ветви имеется отдельное колено, но как общее правило принято заключать всю рабочую часть элеватора в сплошной кожух.

ВИНТОВОЙ КОНВЕЙЕР ИЛИ ШНЕК

Шнек имеет весьма широкое применение при транспортировании пылевидных или пластичных материалов, при одновременном их перемешивании. Рабочими органами шнека являются винтовые поверхности, которые чаще всего изготавливаются из листового или полосового железа и укрепляются на валу, вращающемся в неподвижных подшипниках, при чем вся основная рабочая часть шнека помещается в корытообразном закрытом жолобе.

Разновидности лопастей винтового конвейера (шнека). Рабочим органом винтового конвейера является лопасть, имеющая вид

винтовой спирали, каковая может быть составлена из отдельных секций или быть сплошной или, наконец, иметь специальную форму, приспособленную для данных условий работы.

Обычно шнек составляется из коротких секций, каждая из которых штампуются в отдельности в виде кольцеобразного диска и затем разрезается вдоль одного из радиусов и изгибается по образцу спирали (рис. 229а), после чего все отдельные секции склепываются вместе и укрепляются болтами на валу. Спиральный сплошной винт изготавливается из одной длинной ленты (рис. 229б), которой придается соответствующая винтообразная форма,

после чего она приваривается к валу. Вал шнека обычно представляет весьма тяжелую железную трубу стандартных размеров. В тех случаях, когда температурные условия и влияние коррозии вызывают необходимость в применении чугуна, к стандартному валу прикрепляются чугунные лопасти (рис. 229с).

При транспортировании вязких веществ, а также, вообще, материалов, вызывающих неравномерную работу шнека, применяются ленточные спиральные лопасти (рис. 229д). Если кроме транспортирования материала приходится считаться с необходимостью его тщательного перемешивания или перелопачивания, то устанавливают лопасти, изображенные на рис. 229е. Фасонный характер этих лопастей

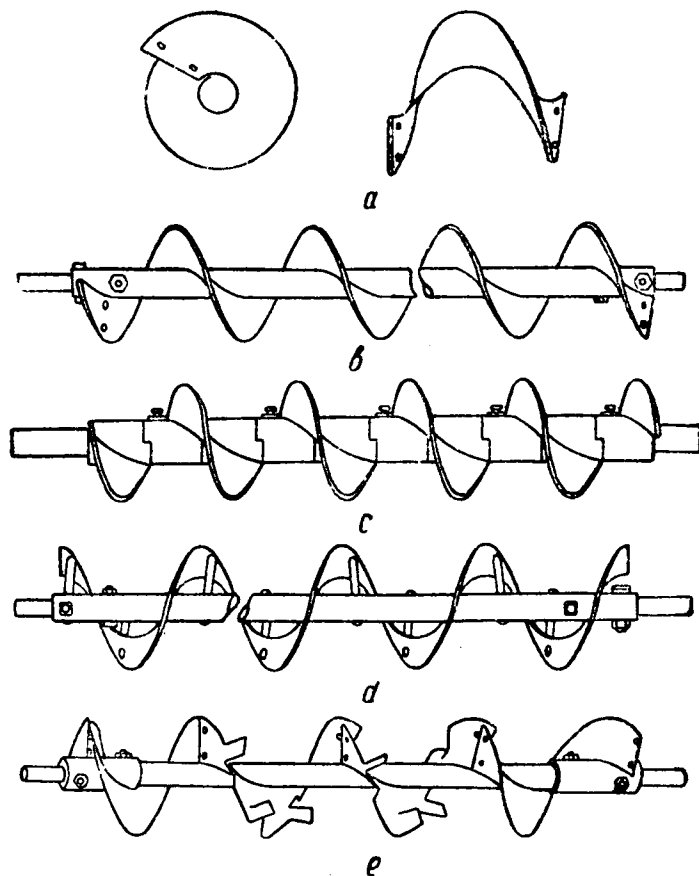


Рис. 229. Лопасти шнека.

а — составные из отдельных секций; б — спиральные сплошные; в — ленточные чугунные; д — ленточные; е — разрезные фасонные.

получается разрезыванием их в симметричных точках по периферии и отгибанием назад части спирали, находящейся между вырезами.

В случае заказа запасной части конвейера нормального типа в виде отдельной его секции обычно вместе с секцией конвейера доставляются следующие части: 1) подвесной подшипник, 2) муфта для соединения двух спиральных звеньев, 3) четыре стяжных болта для муфты, 4) железный вставной лоток для рабочей части деревянного жолоба.

Общепринятый способ соединения двух кусков трубчатых валов винтового конвейера осуществляется при помощи короткого отрезка сплошного вала, вставляемого внутрь соединяемых между собою трубчатых валов (рис. 230), при чем отрезки трубчатых валов скрепляются с соединительным сплошным валом болтами, а обработанная часть его служит шейкой для укладки и опоры в промежуточном подшипнике.

Более совершенные и дорогие винтовые конвейеры изготавливаются с подвесными подшипниками улучшенного типа, и, кроме того, рабочие части их и самый жолоб изготавливаются особенно тщательно в целях улучшения общего коэффициента полезного действия их работы.

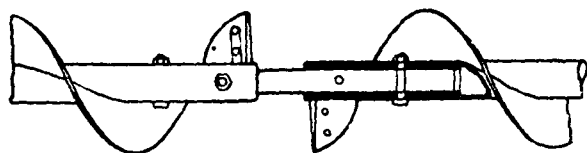


Рис. 230. Деталь соединения отдельных секций винтового конвейера.

Изготовленное из стальных листов, вставляемое в виде полувтулки внутрь деревянного жолоба, при чем эта сменная полувтулка всегда заготавливается наравне с прочими запасными частями, как, например, отдельные секции самого конвейерного винта. На рис. 231b показан более совершенный тип жолоба, изготовленного целиком из стали.

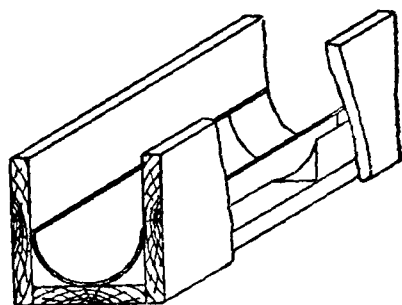
Нормальная работа винтового конвейера обеспечивается правильной укладкой по уровню в соответствующих подшипниках, при чем кроме двух концевых упорных подшипников, являющихся частью торцевых крышек, должны быть установлены по всей длине винта и подвесные подшипники, расстояние между которыми должно обеспечивать нормальную работу конвейерного вала и лопастей. Для этой цели рекомендуется произвести поверочный расчет на прогиб вала. Обычно каждая секция вала имеет один подвесной подшипник.

На рис. 232 изображено несколько типов таких подвесных подшипников, из которых наиболее простым и дешевым является изображенный на рис. 232а,—так называемый глухой подшипник. На рис. 232с изображен более совершенный — тип подшипника разъемного типа со сменным вкладышем, при чем такого рода подшипники снабжаются вместо обычных штауферовских масленок более совершенными смазочными приборами.

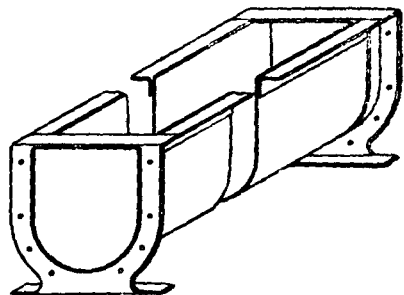
Материал, передаваемый конвейером, находится в соприкосновении с подшипниками и поэтому загрязняется смазкой. Если стремятся этого избежать, то прибегают к установке деревянных вкладышей, пропитанных теплым салом или маслом, или же вкладышей из отбеленного чугуна, работающих без смазки (см. рис. 232d).

Конструктивное оформление приводных устройств может быть весьма разнообразным. Одно из таких устройств изображено на рис. 233d. Обычно ведущий конец конвейерного жолоба отличается по конструкции от разгрузочного конца, так как через крышку ведущего конца вставляется вал конвейера и, кроме того, к ней же прикрепляется трансмиссионный вал.

Жолоба винтового конвейера. Изображенный на рис. 231 жолоб обычно изготавливается из листовой стали. Стандартные секции получают длину от 2,5—3,7 м (8, 10 и 12 ф.). На более простой тип жолоба (рис. 231а) имеет дно овального вида, изгото-



а



б

Рис. 231. Жолоба винтового конвейера.

а — деревянный жолоб, выложенный листовым железом; б — жолоб, изготавливаемый из цельных стальных листов.

Передача движения рабочему валу осуществляется обычно при помощи пары конических колес.

В спиральном конвейере, так же как и в других типах транспортного оборудования, выбор тех или иных деталей определяется помимо капитальных затрат также еще и серьезностью назначения установки, ценностью транспортируемого материала и другими производственными условиями.

Расчет винтовых конвейеров. Таблица производительности винтовых конвейеров, приведенная ниже, основана на данных, заимствованных у фирмы H. W. Caldwell & Son Co.

Производительности, указанные в таблице, являются действительными, однако лишь при том обязательном условии, что обеспечено регулярное питание конвейера материалом, и что конструкция подвесных подшипников не вызывает препятствий проходу материала в большей мере, чем это наблюдается при обычной конструкции подшипников. Кроме того, предполагается, что обороты конвейерного вала находятся в пределах, установленных для данного вида материала. Более низкие обороты создают пропорциональное снижение производительности.

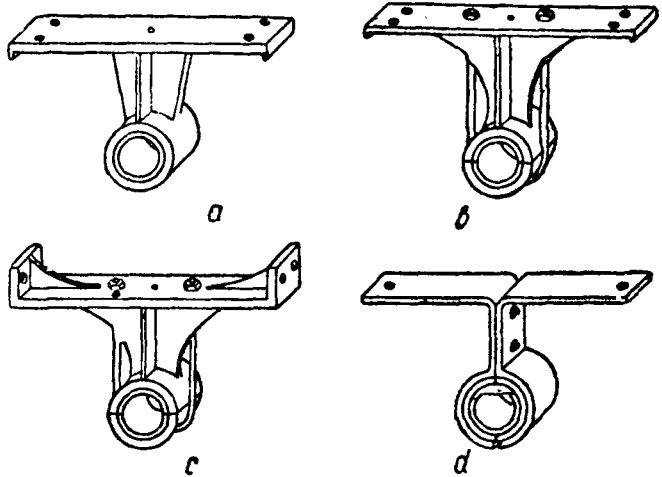


Рис. 232. Промежуточные подшипники винтового конвейера.

a — подвесной подшипник простейшего типа для деревянного желоба; *b* — то же, более совершенного типа (разъемный); *c* — подвесной подшипник для деревянного или стального желоба разъемного типа с усиленной рамой; *d* — подшипник с вкладышем из отбеленного чугуна.

Зерно

Размеры винтового конвейера	в мм	76	102	127	152	178	203	229	254	305	356	406
	в дюйм	3	4	5	6	7	8	9	10	12	14	16
Число обор. в мин.		200	200	190	180	175	175	170	165	165	160	160
Производительность	в куб. фут. в час	34	72	175	243	352	734	910	1205	2180	2935	5110
	в м ³ в час	0,97	2,0	5,0	6,8	10,0	21,0	26,0	34,0	62,0	82,0	144,0
	в бушелях ¹ в час	27	58	140	195	282	586	728	965	1745	2350	4100

Песок, гравий или зола

в сухом состоянии и при отсутствии крупных кусков

Размеры винтового конвейера	в мм	76	102	127	152	178	203	229	254	305	356	406
	в дюйм	3	4	5	6	7	8	9	10	12	14	16
Число обор. в мин.		125	125	120	115	110	105	100	95	90	85	80
Производительность	в куб. фут. в час	20	43	95	126	178	359	421	540	933	1200	2000
	в м ³ в час	0,6	1,2	2,7	3,4	5,1	10,2	11,9	15,3	26,3	34,0	56,6

¹ 1 гектолитр = 2,8375 бушеля.

Уголь

после грохочения или вообще мелкий уголь, по величине не превышающий 2,5 см

Размеры винтового конвейера ¹	в мм	178	203	229	254	305	356	406
	в дюйм	7	8	9	10	12	14	16
Число оборотов в мин.		110	105	100	95	90	85	80
Производительность	в куб. фут. в час	269	544	650	838	1460	1905	3260
	в м ³ в час	7,62	15,4	18,45	23,73	41,5	54	92,3
	в т в час (1 т — 2000 ф.) .	6,7	13,6	16,3	20,9	36,5	47,5	79,0

Цемент

Размеры винтового конвейера	в мм	152	178	203	229	254	305	356	406
	в дюйм	6	7	8	9	10	12	14	16
Число оборотов в мин.		125	115	110	100	100	90	90	85
Производительность	в куб. фут. в час	167	233	468	541	725	1210	1625	2730
	в м ³ в час	4,73	6,56	13,25	15,3	20,5	34,25	46,02	77,30
	в баррелях ² в час	42	58	117	135	181	303	408	683

Энергия, необходимая для работы винтовых конвейеров. Та же фирма H. W. Caldwell & Son Co. пользуется следующей формулой для определения мощности винтовых конвейеров

$$HP = \frac{KC \rho L}{2000000},$$

где HP — количество лош. сил,

K — коэффициент = 1,2 для зерна

= 2,5 для тонкоизмельченного угля,

цемента и т. д.,

= 4,0 для песка, золы и т. д.,

C — производительность в куб. футах в час,

ρ — объемный вес вещества, выраженный в фунтах в кубическом футе,

L — длина конвейера в футах.

Вышеуказанная формула в применении к современным установкам дает несколько преувеличенный расход мощности в пределах допустимого запаса.

Аналогичная формула для расхода мощности указана в труде C. Naske „Zerkleinerungsvorrichtungen und Mahlanlagen“, Leipzig, 1926, S. 368. Согласно этой формулы $N = \frac{Ql}{250000}$ до $\frac{Ql}{200000}$, где N — мощность в лош. сил., Q — производительность в кг/час, l — длина в метрах, на которую перемещается материал.

Пневматические конвейеры. Для перемещения легких и сыпучих материалов в любом направлении, т. е. независимо от угла наклона к горизонту, широко используется в современных установках за границей пневматический транспорт, при чем пневматические транспортные приспособления, служащие для перемещения материала, находящегося во взвешенном состоянии, могут быть: 1) всасывающими, т. е. работающими при наличии некоторого вакуума, 2) нагнетательными, т. е. работающими сжатым воздухом, и 3) смешанными, в которых применяются оба выше-

¹ Малые размеры винтового конвейера не могут быть рекомендованы для транспортировки угля.

² Баррель = 4,21094 куб. фута.

упомянутых принципа. Несмотря на некоторые принципиальные различия, все эти способы работы применяют в общем одни и те же виды аппаратуры, как то: насос или вентилятор для создания тока воздуха, резервуар или камеру для выделения более крупных частиц и, обычно, хотя это и не является обязательным, мешечный фильтр для улавливания из воздуха пылевидных частиц.

Наиболее простой тип такого конвейера изображен схематически на рис. 234, при чем роль вакуум-насоса выполняет лопастный вентилятор (А) (экспаустор), создающий умеренное разрежение в сети при помощи своего всасывающего патрубка. Нагнетательный патрубок насоса сообщается при помощи небольшой трубы с атмосферой. Транспортируемый материал всасывается через сопло (В), которое либо установлено на одном определенном месте, либо может быть перемещено, при чем обычно имеет место последнее.

Поток воздуха, насыщенный твердыми частицами, движется к сепаратору, сконструированному по типу циклона и, пройдя таковой, — далее к эксгаустору. В том случае, если транспортируемый материал несет с собою пыль, причиняющую вред насосу или, вообще, создающую вредную обстановку в помещении, то между сепаратором и эксгаустором помещают мешечный фильтр (D). Такая система транспортирования материалов первоначально предназначалась для перемещения материалов, являющихся по тем или иным обстоятель-

ствам вредными или подлежащими изоляции от соседних машин и людей, как, например, содовая зола в порошке или же порошкообразные материалы, содержащие свинец мышьяк и т. п. ядовитые примеси; впослед-

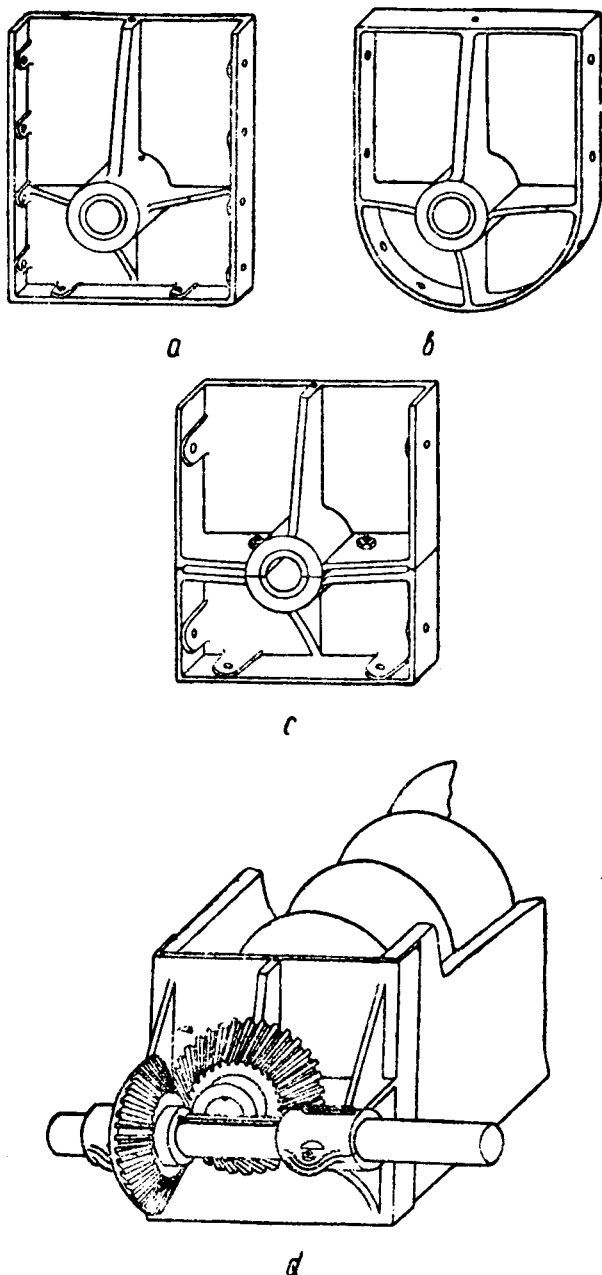


Рис. 233. Торцевые стенки конвейерного желоба.

a — нормальная конструкция торцевой стенки для деревянного желоба; *b* — то же для желоба изготовленного из стальных листов; *c* — торцевая стенка с разъемным концевым подшиником для деревянного желоба; *d* — нормальная конструкция привода, укрепленного на торцевой стенке для деревянного желоба.

ствии оказалось, что этот тип конвейера вполне пригоден для перемещения целого ряда других массовых грузов, как, например, древесные стружки, высушенная свекловичная масса, и других особенно пылевидных материалов.

Скорость воздушной струи принимается в пределах от 6—22 и даже до 25 м/сек. На перемещение пневматическим путем 1 кг материала затрачивается от 3,15 до 6,3 м³ воздуха (транспорт низкого давления) в зависимости от свойств и веса материала, а также от местных усло-

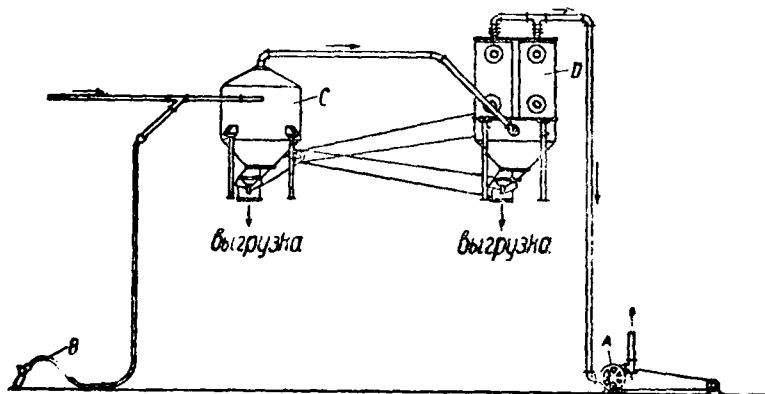


Рис. 234. Пневматический конвейер.

А — эжектор или вакуум-насос; В — сопло; С — воздушный сепаратор; D — фильтр для отделения пыли.

вий, как то: расстояния между начальными и конечными пунктами, высоты вертикального перемещения и т. д. Новейшие виды пневматического транспорта при помощи сжатого воздуха (4—6 изб. атм.) позволяют производить перемещение пылевидных материалов до 135 м при подъеме на 22 м и при расходе воздуха не свыше 17 м³, а иногда 9,5 м³ на тонну материала (см. *Topindustrie-Zeitung* № 23, 1930, стр. 397). Недостатком этой системы является сравнительно большой расход мощности.

АППАРАТУРА ДЛЯ ВЗВЕШИВАНИЯ МАТЕРИАЛОВ

Процесс взвешивания материалов в химической промышленности осуществляется при помощи весьма разнообразных видов аппаратуры, при чем в одном случае аппаратура конструируется по принципу обычных весов, применяемых для взвешивания единичных грузов, в другом случае весовые аппараты конструируются с целью определения веса целого потока массовых грузов в виде непрерывно перемещаемых жидких или твердых материалов. В соответствии с этим устанавливается основная классификация аппаратуры.

Весы с платформой для взвешивания единичных грузов. Обычная конструкция весов этого типа изображена на рис. 235, при чем в этом случае платформа (В) покоится своими углами на 4-х призмах, заделанных в 2 чугунных подплатформенных рычага 2-го рода разной длины, которые в свою очередь подвешиваются к основной раме при помощи опорных призм (А), опирающихся на специальные сережки.

Оба рычага соединены между собой при помощи колец, охватывающих соединительные призмы (F), расположенные в центре основной рамы под платформой. Удлиненный конец одного из рычагов соединяется при помощи тяги с коромыслом, и таким образом вся нагрузка платформы передается лишь в одну точку последнего. Правильность работы весов зависит от точного соотношения плеч короткого и длинного рычагов.

Чувствительность весов обеспечивается правильной и точной пригонкой призм. На правильность работы весов влияет также, с одной стороны, надлежаще выбранное расстояние между призмами (которое не может быть изменяемо), а с другой стороны — точность в подборе и установке контргрузов (гирь), которая в известной мере зависит от случайных причин.

Конструкции платформенных весов обычных систем, в том числе и весов самых крупных размеров, пригодные для взвешивания нагруженных вагонов, в общем мало отличаются от конструкции, приведенной на рис. 235.

Необходимо также отметить, что приведенная на рисунке система подплатформенных рычагов может быть использована не только для поддержания какой-либо обычной платформы, но также и для взвешивания жидких тел, загружаемых в специальные баки или резервуары, устанавливаемые на рычагах, примерно такой же системы. Для определения веса любой жидкости, протекающей через какой-либо измерительный пункт, выбранный в производственной схеме, могут, вообще говоря, применяться весьма разнообразные методы, но в частности можно также применять для этой цели и рычажные весы с резервуарами. В этом случае наиболее удобно пользоваться двумя резервуарами, при чем таким образом, чтобы один из них начинал наполняться в момент полного опораживания другого резервуара.

Вообще для взвешивания жидких масс наиболее целесообразной является такая система весов, при которой поток жидкости наполняет резервуары по-очереди, непрерывно. Для той же цели с особым успехом применяют специальные автоматические весы, при чем резервуар, служащий приемником для данной жидкости, каждый раз наполняется до вполне определенного уровня, после чего приток жидкости прерывается и приемник разгружается. Количество произведенных операций по наполнению и разгрузке приемника регистрируется соответствующим автоматическим действующим механизмом.

Кроме весовых механизмов этого вида применяются также своего рода „водомеры“, устраиваемые в основном по принципу этого прибора. В таких установках жидкость втекает в приемник до определенного

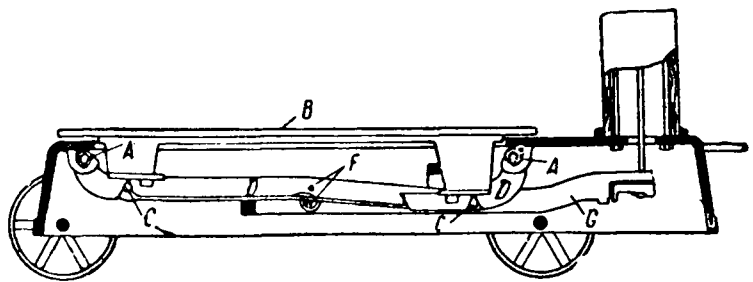
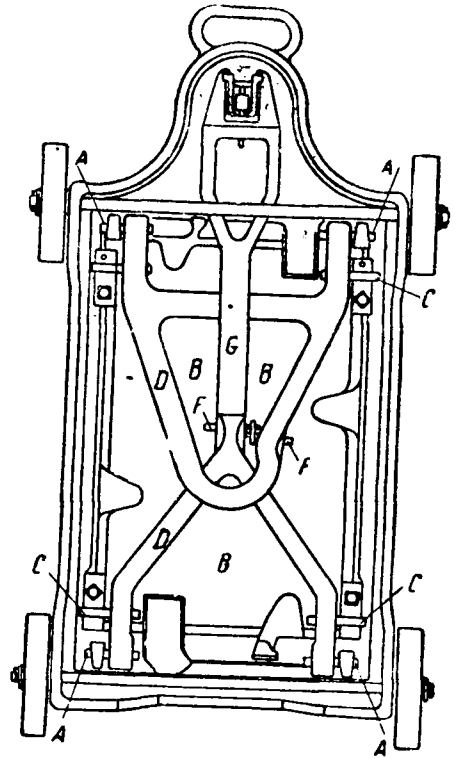


Рис. 235. Платформенные весы.

A — основная рама с опорными призмами; *B* — весовая платформа; *C* — грузоприемные рычаговые призмы; *D* — подплатформенные рычаги. *F* — соединительные призмы; *G* — грузоприемный конец удлиненного рычага.

уровня, и когда этот уровень достигнут, то поплавков приводит в движение автоматический механизм, направляющий ток жидкости в другой приемник и выгружающий первый.

Автоматические весы. Автоматические весы применяются для взвешивания сыпучих и жидких тел. Однако, сложность механизма таковых лишает нас возможности детально остановиться на их описании, в виду ограниченности нашей темы более узкими задачами.

В общих чертах конструкция такого аппарата состоит из ящика, подвешенного на одном из коромысел весов, и противовеса, закрепленного на другом коромысле. Как только в ящик поступает достаточное количество

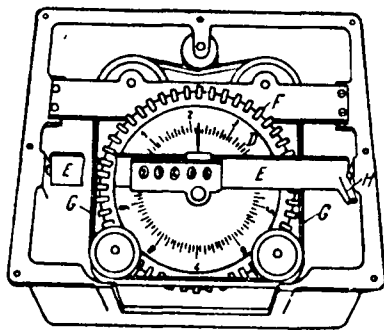
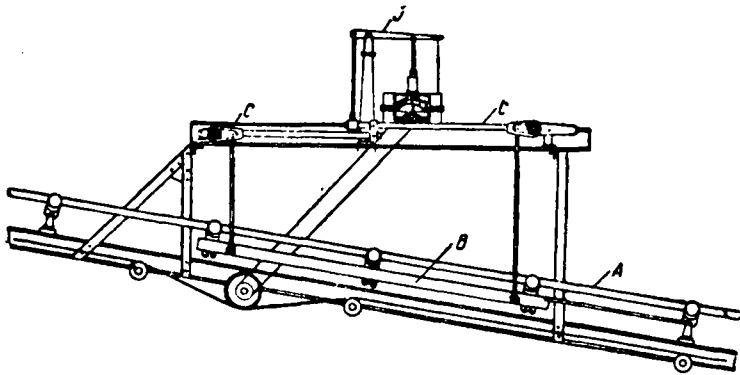


Рис. 236. Вейтометр.

А — конвейерная лента; В — опорная подвижная рама; С — рычаги весов; D — нить градуированное колесо; E — рама для интеграционного колеса; F — ролики; G — лента интеграционного колеса; H — действующее плечо; J — коромысло весов.

материала, уравновешивающего противовес, то приведенная в действие система рычагов прекращает дальнейший его впуск, после чего открывается заслонка в дне ящика, и он опорожняется, а выгрузка автоматически регистрируется. Когда ящик опорожнен и поднят противовесом, то рычаги производят работу в обратном направлении; заслонка в ящике закрывается, и начинается подача материала в ящик. Такие весы можно изготовить для емкостей, начиная от нескольких десятков грамм на одну разгрузку и кончая тонной и более. Автоматические весы широко используются при совместной работе с автоматическими упаковочными машинами, при чем ими взвешивают содержимое каждого отдельного упакованного предмета.

Вейтометр. В том случае, когда материал передается по ленточному конвейеру, его вес можно непрерывно регистрировать при помощи специальных весов непрерывного действия, носящих название пойдметра или вейтометра, при чем в основном конструкция этого аппарата представляет комбинацию дозатора и весов. Принцип работы весов этого типа состоит в том, что для взвешивания транспортируемого материала часть ленточного транспортера может быть выделена и подвешена к весам, которые непрерывно отмечают вес проходящего через них материала (см. рис. 236). Вейтометр имеет ту особенность, что при этом устройстве часть ленты А движется на роликах, прикрепленных к опорной подвижной раме В, которая подвешена на системе рычагов С, подобно применяемым в платформенных весах. Регистрирующий механизм (рис. 236) состоит из колеса D, вставленного в раму Е таким образом, что оно вращается вполне свободно. По окружности этого колеса находится целый ряд роликов F, тесно примыкающих друг к другу. Короткая бесконечная лента G движется со скоростью, пропорциональной скорости главного ленточного конвейера. Рама Е может вращаться вокруг своей горизонтальной оси, на конце

которой рычаг *H* соединен с коромыслом весов *J*. Когда лента *A* работает вхолостую, то рама *E* принимает такое положение, что колесо *D* становится перпендикулярно к плоскости ленты *G* и колесо *D* теряет возможность вращаться вокруг своего центра. Как только груз попадает на главный конвейер *A*, то конец коромысла *J* поднимается, вращает раму *E* таким образом, что колесо *D* становится под углом к плоскости ленты *G*, и тогда возникает вращение колеса *D* вокруг своей оси. По мере увеличения веса на ленте *A*, перемещение коромысла весов становится значительнее, вращение рамы *E* сильнее, и движение короткой бесконечной ленты *G*, создающей вращение колеса *D*, также становится более быстрым. Простой счетный механизм, отмечающий общее число оборотов колеса *D*, при наличии достаточной калибровки, будет точно отмечать общий вес проходящего на ленте однородного сыпучего материала.

ЗАДАЧИ

1. Ленточный конвейер должен передавать 50 тонн в час сухой соли, весящей 900 кг/м^3 . Конвейер имеет длину 225 м, ролики имеют нормальные подшипники.

Какое количество энергии потребуется, и какова будет ширина ленты, если приводной барабан будет снабжен резиновой накладкой?

Каков будет результат, если применить одиночный гладкий приводной барабан нормального типа?

2. Произвести перерасчет вышеописанного конвейера для случая роликов, снабженных шариковыми подшипниками. Каков будет в данном случае расход мощности, и каковы будут ширина и вес ленты, а также тип двигателя? Если конвейер работает 24 часа в день при 300 раб. днях в году, при чем потребляет энергию, оцениваемую в 5 коп. за киловатт, и начисления по основным затратам на аппаратуру составляют 15% в год, то какие максимальные затраты являются необходимы для переделки конвейера, описанного в первой задаче, на шарикоподшипниковый конвейер?

3. Скребокый конвейер для угля работает при наличии двух параллельных ветвей, состоящих из разборной цепи со скребками из листовой стали, толщиной в 6 мм, расположенными на расстоянии 0,6 м. Скорость конвейера 36 м в минуту, общая его длина составляет 40 м, уголь передается по горизонтальному направлению на расстояние 30 метров.

1) Определить примерный расход мощности на его работу.

2) Подобрать соответствующую данному случаю двойную цепь (напр. № 88 по американскому стандарту) и определить соответствующий условиям запас прочности.

4. Определить как изменится определенный выше запас прочности если в указанном в предыдущей задаче конвейере заменить разборную звеньевую цепь одиночной пластинчатой шарнирной цепью (напр. № 188) весом в 5 кг на 1 м с прочностью, соответствующей рабочей нагрузке в 5 тонн.

Может ли быть обеспечена безопасная работа такой цепи и при каких условиях?

5. Стоимость суставчатой разборной цепи из ковкого чугуна (напр. № 88 по америк. стандарту) составляет 1,15 доллара за метр, тогда как шарнирно-звеньевая роликовая цепь, весящая 4,8 килограмма в 1 метре и обладающая прочностью около 5000 кг, обходится в 3,6 доллара на погонный метр.

Конвейер работает 10 часов в день при 300 раб. днях в году. Затрата на энергию составляет 6 коп. за киловатт час, а ежегодно списываемые затраты на восстановление и ремонт составляет 20% годовых.

Какая из цепей окажется более выгодной в эксплуатации, если их использовать для конвейера, приведенного в задаче 3, при чем суставчатая звеньевая (крючковая) цепь устанавливается в виде двойной цепи, а шарнирно-звеньевая (роликовая) цепь в виде ординарной цепи.

6. Шнек (винтовой конвейер) длиной 15 м, имеющий диаметр спирали в 200 мм, транспортирует соль с объемным весом 800 кг/м^3 , при скорости 80 оборотов в минуту.

Определить: 1) прои водительность шнека, считая коэффициент наполнения жолоба $= \frac{1}{2}$, шаг винта $= 0,5$ диам.; 2) расход мощности в соответствии с приведенными выше показателями.

ЗАДАЧИ

1. Гидравлика

1. Раствор щелочи подается непрерывно из бака на верх абсорбционной башни. Высота щелочи в баке 1,5 м, и расстояние по вертикали от дна бака до разбрызгивателя равно 30 м.

Часовой расход жидкости 60 м³/час. Потеря напора в трубе, коленах, вентилях и т. д. равна 5 м раствора, избыточное давление у разбрызгивателя 0,35 атм., уд. вес раствора 1,10, диаметр трубы 10 см. Определить мощность насоса, считая его КПД = 0,8.

Решение

Общий перепад давления

$$\begin{aligned} \Delta p_{\text{общ.}} &= \Delta p_{\text{подъема}} + \Delta p_{\text{трения}} + \Delta p_{\text{жив. силы}} + \Delta p_{\text{избыт.}} \\ \Delta p_{\text{подъема}} &= \gamma H = 1100 (30 - 1,5) = 31\,300 \text{ кг/м}^2 \\ \Delta p_{\text{трения}} &= \gamma h = 1100 \cdot 5 = 5500 \text{ кг/м}^2 \\ \Delta p_{\text{жив. силы}} &= \frac{\gamma v^2}{2g} = \frac{1100}{2 \cdot 9,81} \cdot \left(\frac{60}{3600 \cdot 0,785 \cdot 0,1^2} \right)^2 = 255 \text{ кг/м}^2 \\ \Delta p_{\text{изб.}} &= 0,35 \text{ атм.} \cong 3500 \text{ кг/м}^2 \\ \Delta p_{\text{общ.}} &= 31\,300 + 5500 + 255 + 3500 = 40\,555 \text{ кг/м}^2. \end{aligned}$$

Затрата энергии на продвижение жидкости

$$E = W \cdot \Delta p_{\text{общ.}} = \frac{60 \cdot 40\,555}{3600} = 680 \text{ кг-м} = \frac{680}{75} = 9,1 \text{ л. с.}$$

$$\text{Мощность насоса} = \frac{9,05}{0,8} = 11,3 \text{ л. с.}$$

2. Скорость масла, текущего в 6" стальной трубе, измеряется стандартной трубкой Пито с отверстием в 1". Вертикальная измерительная трубка совершенно заполнена ртутью и маслом и отсчет = 75 мм. Определить расход масла в м³/час, если уд. вес масла = 0,900 и вязкость его 18 сантипуазов.

Решение

$$V_{\text{max.}} = 0,61 \sqrt{2gH} = 0,61 \sqrt{2 \cdot 9,81 \cdot 1,06} = 2,78 \text{ м/сек.}$$

где
$$H = \frac{0,075 \cdot 13,6 - 0,075 \cdot 0,9}{0,9} = 1,06 \text{ м.}$$

$$M = Dv \gamma l = 0,152 \cdot 2,78 \cdot 900 \cdot \frac{1}{18} = 21;$$

по графику зависимости средней скорости от вязкости (см. Уокер и др. Тип. хим. аппаратура, вып. 1, стр. 49) $V_{\text{ср.}} = 0,78$, $V_{\text{max.}} = 0,78 \cdot 2,78 = 2,17 \text{ м/сек.}$

Расход масла $W = V \cdot S = 2,17 \cdot 0,785 (0,152)^2 = 0,04 \text{ м}^3/\text{сек.} = 0,04 \cdot 3600 = 144 \text{ м}^3/\text{час.}$

3. Вода при 20° Ц перекачивается из пруда на завод на высоту 3 м по стальной трубе, длиной 40 м и диаметром 15 см. Труба имеет 3 колена

по 90° и 2 простых вентиля. Расход воды 36 л/сек. Определить мощность насоса, если его КПД = 0,8.

Решение

Суммарный напор, необходимый для подачи воды:

$$\Delta p_{\text{общ.}} = \Delta p_{\text{подъема}} + \Delta p_{\text{жив. силы}} + \Delta p_{\text{трения}} + \Delta p_{\text{избыт.}} + \xi,$$

где ξ — перепад давления в коленах и вентилях.

$$\Delta p_{\text{общ.}} = \gamma H + \frac{\gamma V^2}{2g} + \frac{4FL \gamma V^2}{2g D} + n \frac{\gamma V^2}{2g} + \Delta p_{\text{избыт.}} = \gamma h + \Delta p_{\text{избыт.}} + \frac{\gamma V^2}{2g} \left(1 + n + \frac{4FL}{D} \right),$$

где n — эквив. число живых сил для колен и вентиляей

$$\Delta p_{\text{подъема}} = \gamma h = 1000 \cdot 3 = 3000 \text{ кг/м}^2$$

$$\Delta p_{\text{избыт.}} = 7000 \text{ кг/м}^2$$

$$\frac{\gamma V^2}{2g} = \frac{1000 \cdot 3,4^2}{19,62} = 590 \text{ кг/м}^2$$

$$V = \frac{W}{S} = \frac{36}{60 \cdot 0,785 \cdot 0,15^2} = 3,4 \text{ м/сек.}$$

$$M = D \gamma v J = 0,15 \cdot 3,4 \cdot 1000 \cdot 1 = 510; F = 0,0043; n = 3 \cdot 1 + 2 \cdot 7 = 17;$$

$$\Delta p_{\text{общ.}} = 3000 + 7000 + 590 \left(1 + 17 + \frac{4 \cdot 0,0043 \cdot 40}{0,15} \right) = 10000 + 590 \cdot 22,6 = 22800 \text{ кг/м}^2.$$

Энергия продвижения жидкости

$$E = W \cdot \Delta p_{\text{общ.}} = \frac{36}{60} \cdot 22800 = 1370 \text{ кг/м.}$$

$$\text{Мощность насоса } P_H = \frac{1370}{75 \cdot 0,8} = 22,8 \text{ л. с.}$$

4. Нефть перекачивается по стальной трубе с диаметром 15 см при 10° со средней скоростью 0,05 м/сек.

а) Определить потерю на трение на 1 км прямой трубы.

б) Определить процентное уменьшение мощности насоса для перекачивания, если температуру нефти повысить до 40°.

Известно, что уд. вес нефти при 10° = 0,900 и при 40° = 0,88, вязкость при 10° = 627 сантипуазов и при 40° = 76 сантипуазов.

Решение

$$\text{а) } \Delta p_{\text{трения}} \text{ при } 10^\circ = \frac{4FL \gamma V^2}{2g D} = \frac{4 \cdot 0,015 \cdot 1000 \cdot 900 \cdot 0,05^2}{19,62 \cdot 0,15} = 4600 \text{ кг/м}^2$$

$$M = 15 \cdot 0,05 \cdot 900 \cdot \frac{1}{627} = 1,08$$

$$\text{Отсюда } F = 0,015$$

$$\Delta p_{\text{жив. силы}} = \frac{\gamma V^2}{2g} = \frac{900 \cdot 0,05^2}{2 \cdot 9,81} = 0,115 \text{ кг/м}^2$$

$\Delta p_{\text{жив. силы}}$ в виду незначительной величины можно пренебречь и уменьшение мощности насоса считать пропорциональным уменьшению $\Delta p_{\text{трения}}$

$$\Delta p_{\text{трения}} \text{ при } 40^\circ = \frac{4FL \gamma V^2}{2g D} = \frac{4 \cdot 0,0082 \cdot 1000 \cdot 880 \cdot 0,05^2}{19,62 \cdot 0,15} = 2450 \text{ кг/м}^2.$$

$$M = 15 \cdot 0,05 \cdot 880 \cdot \frac{1}{76} = 8,7; F = 0,0082.$$

$$\text{б) Уменьшение мощности} = \frac{4600 - 2450}{4500} = 47,8\%.$$

2. Теплопередача

1. Стенки неизолированной печи состоят из слоя А, толщиной $l_1 = 10$ см, и слоя В толщиной $l_2 = 20$ см. Температура стороны кирпича А, обращенной к печи, 690° и температура поверхности кирпича В, обращенной к помещению, 120° . После изоляции печи слоем l_3 5 см магнезита ($k_3 = 0,06$ б. кал./час/ $1^\circ/\text{м}$) наблюдались следующие температуры:

температ. поверхности А, обращенной к печи	720°
” ” соприкосновения А и В	655°
” ” ” В и магнезита	490°
” наружн. поверхн. магнезита	80°

Вычислить потерю тепла печи после изоляции, выразив ее в % от потери печи без изоляции

$$\text{Потеря тепла без изоляции } Q_1 = K_1 \Delta t_1 = \frac{\Delta t_1}{\frac{l_1}{k_1} + \frac{l_2}{k_2}}$$

$$\text{Потеря тепла с изоляцией } Q_2 = K_2 \Delta t_2 = \frac{\Delta t_2}{\frac{l_1}{k_1} + \frac{l_3}{k_3} + \frac{l_2}{k_2}}$$

Количество тепла, протекающее через каждый слой в единицу времени, одинаково, а следовательно:

$$\frac{\Delta t_1 \cdot k_1}{l_1} = \frac{\Delta t_3 \cdot k_3}{l_3}, \text{ откуда } k_1 = \frac{l_1 \Delta t_3 \cdot k_3}{\Delta t_1 \cdot l_3} = \frac{0,06 \cdot 410 \cdot 0,1}{65 \cdot 0,05} = 0,75 \text{ б. кал./час/}1^\circ/\text{м}^2.$$

$$\text{Аналогично } k_2 = \frac{l_2 \cdot \Delta t_3 \cdot k_3}{\Delta t_2 \cdot l_3} = \frac{0,06 \cdot 410 \cdot 0,20}{165 \cdot 0,05} = 0,60 \text{ б. кал./час/}1^\circ/\text{м}^2$$

$$Q_1 = \frac{570}{\frac{0,10}{0,75} + \frac{0,20}{0,60}} = 1200 \text{ б. кал./м}^2/\text{час/}1^\circ$$

$$Q_2 = \frac{640}{\frac{0,466}{0,06} + \frac{0,05}{1,3}} = 500 \text{ б. кал./м}^2/\text{час/}1^\circ$$

$$\frac{Q_2}{Q_1} = \frac{500}{1200} = 42\%.$$

2. Тепло течет через плоскую изоляционную обшивку испарителя Свенсона толщиной 5 см от чугунной вертикальной стенки.

$k_{\text{изоляция}} = 0,06$. Температура поверхностей изоляции 90° и 35° .

а) Подсчитать количество тепла, протекающего в час через 1 м^2 .

б) Если чугунная стенка испарителя имеет толщину 1 см и $k = 45$, подсчитать падение температуры в металле.

в) Если значение h от пара к металлу = 10 000, подсчитать падение температуры от пара к металлу.

г) Температура помещения 25° . Определить h от изоляции в помещение.

д) Вычислить точный коэффициент теплопередачи H от пара к помещению.

$$\text{а) } Q = ks \Delta t_1 = \frac{0,06}{0,05} 1 (90 - 35) = 66 \text{ б. кал./м/час/}1^\circ.$$

Здесь Δt_1 — падение температуры в наружном изоляционном слое, Δt_2 — суммарное падение температуры в изоляции и в чугунной сантиметровой стенке аппарата.

$$\text{б) } Q = \frac{\Delta t_2}{\frac{l_{\text{изол.}}}{k_{\text{изол.}}} + \frac{l_{\text{мет.}}}{k_{\text{мет.}}}}; \Delta t_2 = Q \left(\frac{l_{\text{изол.}}}{k_{\text{изол.}}} + \frac{l_{\text{мет.}}}{k_{\text{мет.}}} \right) = 66 \left(\frac{0,05}{0,06} + \frac{0,01}{45} \right) = 55,015^\circ$$

$$\Delta t_{\text{мет.}} = 55,015 - 55,0 = 0,015^\circ.$$

3. В трубчатом холодильнике коэффициент теплопередачи от воды к металлу = 3000. Определить толщину неподвижной пленки воды, принимая для нее $k = 0,50$.

$$l = \frac{k}{K} = \frac{0,50}{3000} = 0,00017 \text{ м.}$$

4. Поверхностный конденсатор состоит из трубчатки, в междурубном пространстве которой конденсируется пар, а внутри труб течет охлаждающая вода. Трубы медные внутреннего диаметра 25 мм, толщиной $\delta = 1,5$ мм- $h_{\text{воды}} = 3000$; $h_{\text{пара}} = 10\ 000$; $k_{\text{медн}} = 330$; скорость воды и температура пленки, постоянны. Вычислить общий коэффициент теплопередачи на 1 пог. м трубы и на 1 м² поверхности конденсации пара ($A_{\text{пара}}$).

$$N_{1\text{м}^2} = \frac{1}{\frac{1}{h_{\text{воды}} \cdot \frac{A_{\text{воды}}}{A_{\text{пара}}}} + \frac{1}{h_{\text{пара}}} + \frac{\delta}{k_{\text{медн}} \cdot \frac{A_{\text{медн}}}{A_{\text{пара}}}}} =$$

$$= \frac{1}{\frac{1}{3000 \cdot 0,9} + \frac{1}{10000} + \frac{1}{330 \cdot 0,95}} = \frac{1}{0,00048} = 2080 \text{ б. кал./м}^2 \text{ поверхности пара.}$$

$$N = 2080 \cdot S_{\text{пог. м}} = 2080 \cdot 0,08 = 181 \text{ кал./пог. м.}$$

5. 250 м³ в минуту сухого воздуха с температурой 20° при нормальном давлении нагревается до 75° в трубчатом нагревателе, нагреваемом насыщенным паром при 104°. Нагреватель состоит из пучка стальных труб с $d = 5$ см. Воздух идет внутри труб.

Принимая начальную среднюю скорость воздуха 8 м/сек., определить:

- а) число параллельных труб
- б) длину каждой трубы.

$$\Delta t_1 = 84^\circ$$

$$\Delta t_2 = 29^\circ$$

$$\Delta t_{\text{ср}} = \frac{\Delta t_1 - \Delta t_2}{\ln \frac{\Delta t_1}{\Delta t_2}} = \frac{55}{\ln \frac{84}{29}} = 52^\circ.$$

$$Q = k s \Delta t_{\text{ср}} = w \cdot c (t_2 - t_1) = 250 \cdot 60 \cdot 0,24 \cdot 55 = 198\ 000 \text{ б. кал./час.}$$

$$h_{\text{возд.}} = f(\gamma v)^{0,8} = 6 \cdot 9,6^{0,8} = 36,6 \text{ б. кал.}$$

$$h_{\text{пара}} = 10\ 000 \text{ б. кал.}$$

$$K = \frac{1}{\frac{1}{h_{\text{возд.}}} + \frac{1}{h_{\text{пара}}}} = \frac{1}{\frac{1}{36,6} + \frac{1}{10\ 000}} = 36,5 \text{ б. кал. час}$$

$$S = \frac{Q}{k \Delta t_{\text{ср.}}} = \frac{198\ 000}{36,5 \cdot 52} = 104 \text{ м}^2.$$

Секундный объем воздуха для одной трубы $w_1 = VS = 8 \cdot 0,785 \cdot 0,05^2 = 0,0158 \text{ м}^3/\text{сек.}$

Секундный объем для всего подогревателя $w = \frac{250}{60} = 4,1 \text{ м}^3/\text{сек.}$

Число параллельных труб

$$n = \frac{4,1}{0,0158} = 264 \text{ трубы.}$$

Длина всех труб $= \frac{104}{0,05 \cdot 3,14} = 662 \text{ м.}$

Отсюда длина одной трубы $= \frac{662}{264} = 2,5 \text{ м}$ или с запасом примем 3 м.

6. Непрерывная сушилка требует 6000 кг воздуха в час при 75° Имеющийся воздух с $t_1=20^\circ$ нагревается до 75° в подогревателе, состоящем из нескольких секций. Секция состоит из 17 труб длиной в 1 м каждая, собранных в коллектор. Диаметр каждой трубы = 32,5 мм; нагревающая поверхность секции = 1,60 м²; свободная поверхность для прохода воздуха секции = 0,33 м². Секции поставлены в затылок; нагрев насыщенным паром 140°. Воздух движется перпендикулярно к трубам.

Теплоемкость воздуха $C=0,24$. Подсчитать число секций.

$$Q = k s \Delta t = c w (t_2 - t_1) = 0,24 \cdot 6000 \cdot 55 = 79300 \text{ б. кал.}$$

$$\Delta t_{\text{ср.}} = \frac{\Delta t_2 - \Delta t_1}{\ln \frac{\Delta t_2}{\Delta t_1}} = \frac{84 - 29}{\ln \frac{84}{29}} = 52^\circ \text{ Ц. Примем } \frac{1}{\lambda} = 0,831$$

$$\Delta t_2 = 104 - 20 = 84^\circ$$

$$\Delta t_1 = 104 - 75 = 29^\circ$$

$$\text{Скорость воздуха } U = \frac{W_1}{S_1} = \frac{G}{S_1 \cdot \gamma_{\text{возд.}}} = \frac{6000 \cdot 0,831}{3600 \cdot 0,33} = 4,20 \text{ м/сек.,}$$

где

W_1 — секундный объем воздуха
 S_1 — свободная площадь секции.

Коэффициент теплопередачи воздуха, движущегося перпендикулярно трубам

$$k = \frac{22,3 U \gamma}{0,205 U \gamma + 1,42} = \frac{22,3 \cdot 4,2 \cdot 1,29}{0,205 \cdot 4,2 \cdot 1,29 + 1,42} = 47,6 \text{ б. кал.}$$

$$S_{\text{нагрев. пов.}} = \frac{Q}{k \Delta t_{\text{ср.}}} = \frac{79300}{47,6 \cdot 52} = 32 \text{ м}^2,$$

$$\text{откуда число секций } n = \frac{32,0}{1,60} = 20.$$

7. Подсчитать потерю тепла в б. кал. в сутки стандартной 25 мм трубой, $\delta = 1,5$ мм, длиной 30 м.

а) если труба не изолирована и

б) " " покрыта слоем изоляции толщиной 5 см, $k=0,06$.

Подсчитать температуру наружной поверхности в обоих случаях. Труба пропускает насыщенный пар 10 атм., температура помещения 20°; $k_{\text{стали}} = 41$.

Решение

а) Температуру наружной поверхности трубы можно принять равной температуре пара = 180°. Всего 3 термических сопротивления. Первые два пропускают тепла:

$Q = 24 K s \Delta t$ — тепло, теряемое в 24 часа неизолированной трубой.

$$K = \frac{1}{\frac{1}{h_n A_n} + \frac{\delta}{k_{\text{см}} A_{\text{см}}}} = \frac{1}{\frac{1}{10000} + \frac{0,0015}{41 \cdot 0,95}} = \frac{1}{0,00014} = 7150 \text{ б. кал.}$$

$$S = \pi d l = 3,14 \cdot 0,025 \cdot 30 = 2,36 \text{ м}^2; \quad \Delta t = 180 - 20 = 160^\circ$$

Расчет третьего термического сопротивления даем ниже.

б) Тепло, теряемое телом, представляет сумму тепла, теряемого конвекцией, и тепла, теряемого лучеиспусканием.

$$Q = (Q_{\text{изл.}} + Q_{\text{конв.}}) = S [4,77 p_1 (x_{\text{изл.}}^4 - T_{\text{в}}^4) 10^{-8} + 6(x - T_{\text{в}})],$$

где

x — обозначает искомую температуру изоляции.

p_1 — коэффициент приближения к абс. черному телу = 0,78 и

S — поверхность 1 пог. м.

$$Q = 0,402 [4,77 \cdot 0,78 (x^4 - 293^4) 10^{-8} + 6 (x - 293)]$$

$$Q = K \cdot S_n \cdot (463 - x)$$

$$S_n \cdot K = \frac{1}{\frac{1}{h_n A_n} + \frac{\delta_{ст}}{k_{ст} A_{ст}} + \frac{\delta_{изол.}}{k_{изол.} A_{изол.}}} = \frac{1}{\frac{1}{10000 \cdot 0,785} + \frac{0,0015}{41 \cdot 0,082} + \frac{0,05}{0,06 \cdot 0,245}} = 0,294.$$

Откуда, приравняв обе части и произведя вычисления, получим

$$x^4 \cdot 10^{-8} - 293^4 \cdot 10^{-8} + 1,8x - 558 = 0.$$

Это уравнение 4-ой степени решаем методом regula falsi, т. е. кривую, выражающую это уравнение, на некотором участке заменяем прямой и применяем уравнение прямой.

$$\text{Тогда } x = x_1 + \frac{(x_2 - x_1) y_1}{y_1 - y_2}; \text{ или } \frac{x - x_1}{x_2 - x_1}; \text{ или } \frac{y - y_1}{y_2 - y_1}$$

$$\begin{array}{l} x_1 = 310 \quad y_1 = +18 \\ x_2 = 300 \quad y_2 = -11 \end{array} \left| \begin{array}{l} \\ \\ \end{array} \right. = 310 + \frac{(300 - 310) 11}{18 + 11} = 306,2^\circ \text{ К} = 33^\circ$$

Теряемое тепло $Q = 24 \cdot 30 \cdot 0,294 (453 - 306) = 31\,000$ б. кал.

8. 40 кг воздуха с начальной температурой 20° в течение часа нагреваются при прохождении через 6-метровую стальную трубу, диаметром 50 мм, сухим насыщенным паром 1,2 атм., находящимся в трубе, расположенной концентрически и имеющей диаметр 75 мм. Определить температуру, при которой воздух покидает нагреватель.

$$Q = KS\Delta t_{ср.}; KS\Delta t_{ср.} = G \cdot c (t_{кон.} - t_{нач.}) \dots \dots \dots (A)$$

Определяем значение букв, входящих в уравнение:

$$K = \frac{1}{\frac{1}{h_b A} + \frac{1}{k_{ст.} A_{ст.}} + \frac{1}{h_n A_n}} \cong 20.$$

$$h_b = 5 (V)^{0,8} = 40.$$

Для упрощения $\Delta t_{ср.}$ примем средним гармоническим между разностями температур в начале и конце, т. е.

$$\Delta t_{ср.} = \sqrt{\Delta t_1 \cdot \Delta t_2} = \sqrt{(104 - 20)(104 - x)} = \sqrt{84(104 - x)}.$$

Площадь нагрева $S = 6 \cdot 3,14 \cdot 0,05 = 0,97 \text{ м}^2$.

Подставляя найденные значения в уравнение (A), получаем:

$$Q = 20 \cdot 0,97 \sqrt{84(104 - x)} = 40 \cdot 0,24 (x - 20).$$

Возведя в квадрат и произведя необходимые действия, получаем уравнение $x^2 + 460x - 51500 = 0$.

Откуда $x = 93,5^\circ$.

9. 7,5 м³ в час легкого смазочного масла с начальной температурой 90° охлаждается в противоточном водяном холодильнике до 30° . Вода поступает при 25° и уходит при 38° . Холодильник состоит из двух концентрических стальных труб с внутренним диаметром 50 и 75 мм и толщиной 2,5 и 3 мм. Уд. вес масла = 0,72, теплоемкость воды 1 и масла 0,5; теплопроводность воды 0,495, масла 0,1. Потерями в окру-

жающее пространство можно пренебречь. Скорость воды не выше 1,5 м/сек. Масло течет по внутренней трубе.

Определить длину труб.

Примечание. Кроме обычных формул, можно пользоваться для определения коэффициента теплопередачи от масла к воде формулой:

$$h = 256 u^{0,8}, \text{ где } u \text{ — скорость масла в м/сек.}$$

$\Delta t_{\text{ср.}}$ — средняя разность температур

$$\frac{\Delta t_1}{\Delta t_2} = \frac{52^\circ}{5^\circ}; \frac{\Delta t_1}{\Delta t_2} > 2; \text{ следовательно, надо взять среднее логарифмическое, — оно равно } \Delta t_{\text{ср.}} = \frac{52 - 5}{\ln \frac{52}{5}} = \frac{47}{2,34} = 20^\circ.$$

$$\text{Общий коэффициент теплопередачи } K = \frac{1}{R} = \frac{1}{\frac{1}{h_1 A_2} + \frac{1}{k A_2} + \frac{1}{h_3 A_2}}$$

h_1 — коэффициент теплопередачи пленки масла

h_3 — коэффициент теплопередачи пленки воды

k — коэффициент теплопроводности стали = 41.

Определение h масляной пленки.

$$\text{Модуль } M = Dv\gamma \frac{1}{Z}; Z = 33 \text{ при } 60^\circ; \gamma = 720; D = 0,05.$$

$$V = \frac{7,5}{3600 \cdot 0,185 \cdot 0,05^2} = 1,06 \text{ м/сек.}$$

$$M = 0,05 \cdot 1,06 \cdot 720 \cdot \frac{1}{33} = 1,16. \text{ По графику } \frac{hD}{k} = 11,6,$$

откуда

$$h_x = \frac{11,6 \cdot k}{D} = \frac{11,6 \cdot 0,1}{0,05} = 23,2 \text{ б. кал.}$$

Определение $h_{\text{воды}}$

$$V = 1,5 \text{ м; } M \text{ неизвестно.}$$

Для D берется диаметр трубы, гидравлический радиус которой одинаков с гидравлическим радиусом наружной трубы. Гидравлический радиус равен для внутренней трубы $1/4$ геометрического радиуса, для наружной он равен половине прозора.

Поэтому D в нашей формуле равно разности внутреннего диаметра наружной трубы и наружного диаметра внутренней трубы

$$D = 0,075 - 0,055 = 0,020 \text{ м}$$

$$\gamma_{\text{горяч. воды}} \text{ при } 32^\circ = 996 \text{ кг/м}^3. J = \frac{1}{Z} = \frac{1}{0,76}$$

$$M = 0,02 \cdot 1,5 \cdot 996 \cdot \frac{1}{0,76} = 39,3; \frac{hD}{k} = 175$$

$$L = \frac{175 \cdot 0,495}{0,02} = 4330 \text{ б. кал./м}^2/\text{час/}1^\circ.$$

Общий коэффициент теплопередачи

$$K = \frac{1}{\frac{1}{23,2 \cdot 314 \cdot 0,05} + \frac{1}{41 \cdot 3,14 \cdot 0,0525} + \frac{1}{4330 \cdot 314 \cdot 0,075}} = \frac{1}{0,274 + 0,00037 + 0,00058} = \frac{1}{0,04035} = 24,8 \text{ б. кал./час/}^\circ \text{ Ц с } 1 \text{ пог. м трубы.}$$

Пользуясь формулой $K = 256 u^{0,8}$, получаем

$$K = 256 \cdot 1,02^{0,8} = 163 \text{ б. кал./час/м}^2/1^\circ.$$

или $163 \cdot 3,14 \cdot 0,05 = 25,7$ кал./лин. м, т. е. близко к полученным 24,3 кал. Количество тепла, которое необходимо отнять от масла

$$Q = Gc(t_{\text{нач.}} - t_{\text{кон.}}) = 7,5 \cdot 720 \cdot 0,5 \cdot (90 - 30) = 162000 \text{ б. кал.}$$

Переходим к определению длины труб

$$Q = KN\Delta t_{\text{ор.}}$$

Отсюда минимальная длина труб

$$N = \frac{Q}{K\Delta t} = \frac{162000}{24,8 \cdot 20} = 327 \text{ м.}$$

Увеличиваем на случай загрязнения и т. п. на 50%

$$N = 490 \text{ м.}$$

10. Огрок изучал теплопередачу от конденсирующихся паров к охлаждающей воде в однострубно́м поверхностном холодильнике для чистых и грязных труб (с накипью). Коэффициент теплопередачи в обоих случаях зависит от скорости воды в трубе.

Зависимость выражается следующими эмпирическими формулами:

Для старой трубы с накипью $\frac{1}{N} = 0,000188 + \frac{1}{3360 u^{0,8}}$.

Для новой чистой трубы $\frac{1}{N} = 0,0000815 + \frac{1}{3360 u^{0,8}}$, где N выражено в б. кал./1° час/м² поверхности паровой пленки

(u = скорость в м/сек.).

Труба сделана из Admiralty-металла ($k = 95$); внутренний диаметр = 23 мм, внешний = 25,4 мм.

Определить:

а) Значение h накипи (k/δ) на старой трубе, принимая новую трубу свободной от накипи, относя h к поверхности воды;

б) Значение h от пленки поверхности пара, относя h к поверхности пленки пара;

в) Коэффициент пленки воды для скорости воды 1,0 м/сек., относя его к поверхности пленки воды.

Решение

а) Общее термическое сопротивление для старой трубы выражается для этого случая формулой:

$$\frac{1}{N_{\text{ст.}}} = \frac{1}{h_{\text{пара}}} + \frac{\delta_{\text{ст.}}}{K_{\text{ст.}} A_{\text{ст.}}} + \frac{\delta_{\text{нак.}}}{K_{\text{нак.}} A_{\text{нак.}}} + \frac{1}{h_{\text{воды}} A_{\text{воды}}}.$$

Сумма первых трех слагаемых, как видно из данных, равна 0,000188. Для новой трубы общее термическое сопротивление

$$\frac{1}{N_{\text{нов.}}} + \frac{1}{h_{\text{пара}}} + \frac{\delta_{\text{ст.}}}{K_{\text{ст.}} A_{\text{ст.}}} + \frac{1}{h_{\text{воды}} A_{\text{воды}}}.$$

Сумма первых двух слагаемых, по опытным данным, равна 0,0000815. Очевидно, искомое сопротивление накипи равно

$$0,000188 - 0,0000815 = 0,000106.$$

Итак
$$\frac{\delta_{\text{нак.}}}{k_{\text{нак.}} \cdot A_{\text{воды}}} = 0,000106.$$

Принимаем $A_{\text{пара}} = 1$, тогда

$$A_{\text{ст.}} = \frac{24,2}{25,2} = 0,95.$$

$$A_{\text{воды}} = \frac{23}{25,4} = 0,91.$$

Отнесенные к 1 м² поверхности водяной пленки

$$h = \frac{k_{\text{нак.}}}{l_{\text{нак.}}} = \frac{1}{0,000106 \cdot 0,91} = 10\,350 \text{ б. кал/м}^2/\text{час/}^{\circ}.$$

б) $h_{\text{пара}}$ получаем из формулы для новой трубы, так как по смыслу термического сопротивления:

$$0,0000815 = \frac{1}{h_{\text{пара}}} + \frac{\delta_{\text{ст.}}}{k_{\text{ст.}} \cdot A_{\text{ст.}}};$$

$$\frac{l_{\text{ст.}}}{k_{\text{ст.}} \cdot A_{\text{ст.}}} = \frac{0,0012}{95 \cdot 0,92} = 0,0000133.$$

$$\frac{1}{h_{\text{пара}}} = 0,0000682$$

и

$$h_{\text{пара}} = 14650 \text{ кг/час}^2/\text{м}^2/1^{\circ}.$$

в) По смыслу термических сопротивлений сопротивление водной пленки

$$\frac{1}{h_{\text{воды}} \cdot A_{\text{воды}}} = \frac{1}{3360 \cdot 0,8}$$

При $u = 1$ м/сек. и $A_{\text{воды}} = 0,91$ м²

$$h_{\text{воды}} = \frac{3360}{0,91} = 3690 \text{ кг/м}^2/\text{час/}1^{\circ}$$

3. Выпарка

1. Двухкорпусная батарея концентрирует раствор коллоидального вещества от 10 до 40%. Ток жидкости и пара в ней параллельный. Расход раствора 5 т в час.

Начальная температура раствора 77°, греющего пара 104°. Точка кипения раствора во 2-м корпусе 49°.

Конденсат удаляется из корпусов без использования его в системе.

Определить:

- расход греющего пара в час,
- точку кипения в первом корпусе,
- величину греющей поверхности в каждом корпусе,
- количество воды, выпариваемое за час в первом корпусе.

Примечание. Тепловыми потерями, а также и потерями полезной разности температур, можно пренебречь. Теплоемкость раствора 0,9. Общий коэффициент теплопередачи в первом корпусе 1500, а во втором — 500. Известна теплота испарения греющего пара 1-го корпуса, 2-го корпуса и вторичного пара 2-го корпуса, а именно: 537, 556 и 562 кал.

Решение

По условиям задачи:

1) пренебрегаем повышением точки кипения от депрессии, гидростатического эффекта и от гидравлических сопротивлений,

2) приравниваем теплоту испарения вторичного пара 1-го корпуса 556 калориям, что позволяет ответить на вопрос „б“ о точке кипения в 1-м корпусе. По таблицам водяного пара эта теплота испарения соответствует 0,35 атм. или 72,3° (см., например, Атлас диаграмм по расчетам хим. аппаратуры Фокина и Павлова).

Чтобы ответить на вопрос „г“ — количество воды, испаряющееся в час в 1-м корпусе — определяем сначала количество воды, испаряемое в час в обоих корпусах. На 1 кг раствора количество выпаренной воды будет: $x = 1 - \frac{C_1}{C_2} = 1 - \frac{10}{40} = 0,75$ кг. Всего $0,75 \cdot 5000 = 3750$ кг.

Обозначим количество выпариваемой воды в 1-м корпусе через x_1 , тогда во 2-м корпусе испарится $0,75 - x_1$.

Теплота испарения при 72,3° равно 556 б. кал/кг

„ „ „ при 49° равна 562 б. кал/кг

Пишем уравнение теплового баланса

$$Q_2 + Q_s = Q_{\text{конд.}}$$

где Q_2 — тепло, проходящее во 2-ой корпус со вторичным паром, Q_s — теплота самоиспарения, приходящая с раствором, $Q_{\text{конд.}}$ — тепло, уходящее в конденсатор.

Подставляя соответствующие значения в ур-ние теплового баланса, имеем:

$$556 x_1 + (72,3 - 49) (1 - x_1) c = (0,75 - x_1) 562.$$

Теплота самоиспарения в этом ур-нии равна:

$$Q_s = (72,3 - 49) (1 - x_1) c,$$

где c — теплоемкость раствора, равная 0,9; x_1 — количество воды, выпаренной в 1-м корпусе.

Подставляя это выражение в ур-ние теплового баланса, получаем ур-ние 1 степени с одним неизвестным:

$$556 x_1 = (0,75 - x_1) 562 - (72,3 - 49) (0,9 - x_1),$$

откуда

$$x_1 = 0,368 \text{ кг},$$

$$x_2 = 0,750 - 0,368 = 0,382 \text{ кг}.$$

Расход свежего пара составляет:

$$\frac{0,368 \cdot 556 + 0,9 (72,3 - 77)}{537} = 0,373 \text{ кг пара на 1 кг раствора.}$$

Тепла передано будет в 1-м корпусе через поверхность нагрева: $0,373 \times 537 \times 5000 = 1\,001\,500$ кал./час.

В 1 корпусе поверхность нагрева = $\frac{1\,001\,500}{1500 (104 - 72,3)} = 21,2 \text{ м}^2$.

Всёго во 2 корпусе будет передано поверхности нагрева $0,368 \times 5000 \times 556 = 1\,023\,040$ кал./час.

Нагревательная поверхность = $\frac{1\,023\,040}{500 (72,3 - 49)} = 88 \text{ м}^2$.

2. 50,3 %-ный раствор CaCl_2 подчиняется правилу Дюринга; пользуясь нижеследующими данными,¹ определить температуру кипения раствора при давлении 739 мм ртутн. столба.

¹ Baker-Waite. Chem. Met. Eng. № 25 1921.

Темп. кип. в °C 82,1 90,3 96,5 100,8 106,1 110,6
 Давл. в мм ртутн. ст. 112,9 162,4 202,6 253,0 311,6 371,6

Определим для любых двух точек отношение $\frac{t_2 - t_1}{\theta_1 - \theta_2} = \text{Const.}$,
 где t_2 и t_1 — температуры кипения данного раствора
 „ θ_2 и θ_1 — „ „ стандарта (воды).

	I	II
p	112,9	253
t	82,1	100,8
θ	53,0	70,9

θ определяется по таблицам кипения воды.
 Подставляем эти же значения в формулу Дюринга:

$$\frac{100,8 - 82,1}{70,9 - 53,0} = 1,045 = \text{Const.}$$

Теперь можем найти температуру кипения при 739 мм.

	I	II
p	739	253
t	x	100,8
θ	98,2	70,9

следовательно

$$\frac{x - 100,8}{98,2 - 70,9} = 1,045,$$

откуда

$$x = 129,4^\circ.$$

Еще проще определить x графически, построив прямую $t - \theta$. Определив координаты для каких-нибудь двух точек, соединяем их прямой, при чем ордината точки, абсцисса которой равна 98,2 (темп. кипения воды при 739 мм), и дает нам искомую температуру 129,4°.

3. Водный раствор натриевых солей органических кислот концентрируется в четырехкорпусной батарее. Раствор входит в последний корпус при 75° с концентрацией 30% по весу и уходит с концентрацией 40%. Продукция батареи 50 м³ в сутки. Греющий пар последнего корпуса имеет т-ру 74° (0,4 атм.).

Пользуясь нижеследующими данными, вычислить поверхность нагрева в этом корпусе.

% концентрация раствора	Уд. вес	Уд. теплоемкость	Темп. кип. под вакуумом	Тепло испарения	Текучесть
30	1,32	0,720	43,3	571,4	0,33
40	1,45	0,615	54,4	566,0	0,31

Примечание: Если бы вода кипела в этом корпусе при том же самом температурном перепаде между паром и кипящей жидкостью, то общий коэффициент теплопередачи был бы 2200 (см. стр. 103).

Количество влаги, испаряемое на 1 кг: $x = 1 - \frac{c_1}{c_2} = 1 - \frac{30}{40} = 0,25$ кг.

Раствора в час подается: $\frac{50 \cdot 000 \cdot 1,45 \cdot 4}{24 \cdot 3} = 4030$ кг.

Воды надо выпарить $0,25 \cdot 4030 = 1008$ кг.

Количество тепла: $1 \cdot 008 \cdot 566 = 570 \cdot 500$ кал.

Теплота самоиспарения $Q_s = c \cdot G (t_{III} - t_{IV}) = 4030 \cdot 0,72 \cdot (75 - 54,4) = 60 \cdot 000$ кал.

Необходимо затратить в корпусе тепла

$$Q = Q_1 - Q_2 = 570\,500 - 6000 = 510\,500 \text{ кал.}$$

$$\text{Поверхность нагрева } S = \frac{Q}{K \Delta t} = \frac{510\,500}{350 \cdot 25,15} = 58 \text{ м}^2$$

$$\Delta t_{\text{ср.}} = 74,4 - \frac{43,3 + 54,4}{2} = 25,15^\circ$$

В аппаратах с большим объемом кипящей жидкости правильнее учитывать при расчете не свойства приходящего раствора, а свойства уходящего раствора.

Коэффициент теплопередачи (350) вычислен при помощи графика (стр. 199) и по формуле

$$Hz = 2200 \cdot 0,5$$

0,5 — вязкость воды при $54,4^\circ$.

4. Установите преимущества и недостатки аппаратов Кестнера и аппаратов с затопленными нагревательными трубами.

5. Какие меры предпринимаются для уменьшения:

- а) увлечения капель вторичным паром,
- б) вспенивания.

6. Назовите причины повышения точки кипения раствора при выпарке и невыгоды этого повышения.

4. Увлажнение и сушка

1. Пользуясь диаграммой I — x и формулами, определить:

- а) влажность воздуха, насыщенного при 60° ;
- б) влажный объем воздуха (кг сухого воздуха), насыщенного при 60° , предполагая применимость газовых законов к паровоздушной смеси;
- в) фактор пересчета (умножением) % относительной влажности в абсолютную влажность воздуха, насыщенного при 60° на 50% ;
- г) наклон адиабатической кривой охлаждения для воздуха, имеющего точку росы при $13,3^\circ$ и температуру влажного термометра 38° . Сопоставить в таблице числа, полученные расчетом, с величинами, снятыми с диаграммы.

Указания:

а) Влажность мы находим по диаграмме I — x, как абсциссу точки пересечения с линией температуры при 60° и линией $= 1$:

$$x = 0,156 \text{ кг влаги/кг воздуха.}$$

Или аналитически по формуле

$$x = 0,622 \frac{p_p}{p - p_p}$$

$$p = 1; \text{ упругость пара } p_p = 0,196 \text{ атм.}$$

$$x = 0,622 \frac{1 \cdot 0,196}{1 - 0,196 \cdot 1} = 0,156 \text{ кг влаги/кг возд.}$$

б) „Влажный объем“

$$V = \frac{R_p T}{p - p_p} = \frac{29,27 \cdot 333}{10333 [1 - 0,196]} = 1,173 \text{ м}^3/\text{кг сухого воздуха.}$$

p — общее давление в кг/см^2 ; $1 \text{ атм} \cong 10\,333 \text{ кг/м}^2$

— газовая постоянная воздуха $= 29,27$

T^p — абсолютная температура.

Если необходимо определить влажный объем, отнесенный к 1 кг смеси пара и воздуха (а не к 1 кг сухого воздуха) надо воспользоваться формулой, приведенной на стр. 242

$$V = \frac{1}{\frac{10000}{29,27(273+t)} - 0,0129 \frac{\varphi p}{273+t}} \text{ м}^3/\text{кг}$$

в) $\varphi = 0,5$; $t = 60^\circ$, по диаграмме $x = 0,071$,
отсюда

$$\frac{x}{\varphi} = \frac{0,071}{0,5} = 0,00142.$$

Искомый наклон линии адиабатического охлаждения на графике $x-t$

$$\frac{dx}{dt} = \frac{c_{\text{вл.}}}{r}$$

Для

$$\frac{dx}{dt} = \frac{0,245}{575} = 0,000427$$

$x = 0,01$; $c_{\text{вл.}} = 0,24 + 0,46 \cdot 0,01 = 0,245$

$r_{\text{вл.}} = 575$ при 33° .

Температура воздуха 125° .

2. Воздух входит в сушилку с температурой влажного термометра, равной 14° , и температурой сухого термометра, равной 21° , и покидает сушилку при 50° и при точке росы 35° . Влажность товара понижается с 60% до 15% влаги; производительность сушилки 1000 кг в час сухого товара.

Пользуясь диаграммой $I-x$, определить:

а) количество подводимого воздуха в час, его точку росы и влагосодержание,

б) количество тепла, доставляемое в час внутренней нагревательной поверхностью сушилки (нагревом товара и оборудования пренебречь),

в) температуру влажного термометра и % влажности уходящего воздуха.

Указания:

а) Сухого вещества имеем $1000 \cdot 0,85 = 850$ кг. Влагн остается 150 кг. Влагн надо удалить в час

$$L = \frac{850 \cdot 60}{40} - 150 = 1125 \text{ кг.}$$

Количество воздуха в час

$$G = \frac{L}{x_2 - x_1}.$$

x_2 находим по диаграмме $I-x$; $x_2 = 0,038$.

Также по графику $I-x$, по данным о температурах 14° и 21° , находим $x_1 = 0,0075$, экстраполируя на глаз.

Тот же ответ по психрометрической таблице: в первом вертикальном столбце даны температуры сухого термометра, в первом горизонтальном — разности между показаниями сухого и влажного термометров. На пересечении соответствующих вертикального и горизонтального столбцов даны величины относительной влажности в процентах.

Таблица составлена по формуле:

$$p = p_1 - \frac{1}{2} (t - t_1) \frac{B}{755} \text{ (см. стр. 233)}$$

p_t — упругость пара при t -ре сух. термометра,

p_t^* — " " " " влажн. "

$p_{\text{нас.}}$ — " " насыщенного воздуха при t -ре сух. термометра,

B — наличное барометрическое давление.

$\varphi = \frac{p}{p_{\text{нас.}}}$, а в первом приближении $p_{\text{нас.}} = t$, обозначим через $t_{\text{вл.}}$ — температуру влажного термометра, через $t_{\text{сух.}}$ — температуру сухого термометра, тогда в ‰

$$\varphi = 105 \frac{t_{\text{вл.}}}{t_{\text{сух.}}} - 50$$

По таблице на пересечении 21° и $(21-14) = 7^\circ$ находим $46\% = 0,46$. По диаграмме $I-x$ находим $x = 0,0073$

$$\text{отсюда } \psi = \frac{1125}{0,038 - 0,0073} = 36700 \text{ кг/час.}$$

Точка росы входящего воздуха по графику $I-x = 12^\circ$; $\varphi = 50\%$; $I_1 = 10$ уд. объем — $0,345 \text{ м}^3/\text{кг}$ сух. воздуха.

Для уходящего воздуха имеем:

$t_k = 50^\circ$; точка росы 35° . Отсюда искомая температура воздушного термометра 37° , $\varphi = 0,45$; $I_k = 35$.

Таким образом затрачивается тепла:

$$Q = 36700 (35-10) = 917500 \text{ кал./час.}$$

3. Сушилка понижает содержание влаги в товаре с 180% до 10% (считая на сухое вещество). Воздух вступает в сушилку при 50° с влажностью $0,011 \text{ кг вл./кг возд.}$ и покидает сушилку при 44° и 70% влажности. Производительность сушилки $500 \text{ кг (абс.-сух.)}$ продукта в час.

Психрометрическая таблица

t в °C	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
10	100	88	76	65	54	44	34	24	14	5	—	—
11	100	88	77	66	55	46	36	26	17	8	—	—
12	100	89	78	68	57	48	38	29	20	11	—	—
13	100	89	79	69	59	49	40	31	23	14	6	—
14	100	89	79	70	60	51	42	34	25	17	9	—
15	100	90	80	71	61	52	44	36	27	20	12	5
16	100	90	81	71	62	54	46	37	30	22	15	8
17	100	90	81	72	64	55	47	39	32	24	17	10
18	100	91	82	73	65	56	49	41	34	27	20	13
19	100	91	82	74	65	58	50	43	35	29	22	15
20	100	91	88	74	66	59	51	44	37	30	24	18
21	100	91	83	75	67	60	52	46	39	32	26	20
22	100	92	83	76	68	61	54	47	40	34	28	22
23	100	92	84	76	69	61	55	48	42	36	30	24
24	100	92	84	77	69	62	56	49	43	37	31	26
25	100	92	84	77	70	63	57	50	44	38	33	27
26	100	92	85	78	71	64	58	51	46	40	34	29
27	100	92	85	78	71	65	59	52	47	41	36	30
28	100	93	85	78	72	65	60	53	48	42	37	32
29	100	93	86	79	72	66	60	54	49	43	38	33
30	100	93	86	79	73	67	61	56	50	44	39	34

Считая тепловые потери в сушилке = 60% от теоретически необходимого тепла, подсчитать:

а) количество входящего в сушилку воздуха в минуту в м^3 ,

б) количество тепла, доставляемое воздуху внутренними калориферами сушилки,

в) количество тепла, доставляемое внешним подогревателем, если воздух входит в него при 20° ,

г) общую затрату тепла на испарение 1 кг влаги,

д) количество воздуха, входящего в подогреватель, в $\text{м}^3/\text{час}$,

е) свести в таблицу температуры сухого термометра, влажного термометра, точек росы для воздуха, входящего в подогреватель, в сушилку и выходящего из сушилки.

Решение

а) Количество влаги, которое необходимо удалить из товара:

$$L = 500 (1,8 - 0,1) = 850 \text{ кг.}$$

Количество воздуха $G = \frac{L}{x_2 - x_1} = \frac{850}{0,043 - 0,011} = 26600 \text{ кг/час} = 443 \text{ кг/мин.}$

Здесь x_2 определяется по диаграмме $I-x$, $x_2 = 0,043$.

x_1 дано = $0,011$.

1) Общее количество тепла, необходимое для сушки:

$$Q_{\text{общ.}} = \frac{I_2 - I_1}{x_2 - x_1} = \frac{37,0 - 11,4}{0,043 - 0,011} = 80 \text{ кал./кг. влаги.}$$

I_2 и I_1 найдены по диаграмме $I-x$.

2) Тепло, сообщаемое подогревателем:

$$Q_{\text{под.}} = (I_1 - I_0) = (18,6 - 11,4) = \frac{7,2}{0,032} = 22,5 \text{ кал./кг.}$$

3) Количество тепла, сообщаемое внутренними калориферами в сушилке $80 - 22,5 = 57,5 \text{ кал./кг.}$

Таблица температур

До подогрева			Перед сушилкой			После сушилки		
Точка росы	Темп. вл. термом.	Темп. сух. терм.	Точка росы	Темп. вл. термом.	Темп. сух. терм.	Точка росы	Темп. вл. термом.	Темп. сух. термом.
12°	16°	20°	12°	25°	50°	37°	38°	44°

4. Топочные газы, содержащие пары метанола, продуваются с большой скоростью через трубу с $\varnothing = 10 \text{ см.}$; температура сухого термометра 93° и общее абсолютное давление $760 \text{ мм ртутн. ст.}$ Термометр, погруженный в жидкий метанол, показывает 20° .

Теплоемкость топочного газа $= 0,24$, метанола (пар) $= 0,35$.

Скрытая теплота испарения метанола при $20^\circ = 280 \text{ кал.}$

Молекулярный вес метанола 32 и газа 31,2.

Упругость паров метанола

Темп. °Ц	0°	10°	20°	30°	40°	50°	93°
Давл. в мм ртутн	29,6	54,7	96,0	160	261	406	2350

Определить:

а) количество кг пара метанола на 1 кг топочных газов (фактическую влажность газа),

б) молекулярный % метанола в газе,

в) точку росы газа (температуру начала конденсации).

Решение

Для решения задачи пользуемся выражением для теплосодержания любого газа, содержащего пары какого-нибудь вещества (см. стр. 238):

$$I = c_p t + \lambda x + c_n x t.$$

Для температуры 20° получаем:

$$x_n = \frac{M_{\text{мет.}}}{M_2} \cdot \frac{\varphi P}{P - \varphi P} = \frac{32,0}{31,2} \cdot \frac{1 \cdot 96,0}{760 - 96} = 0,148.$$

$I_{20^\circ} = 0,24 \cdot 20 + 280 \cdot 0,148 + 0,35 \cdot 20 \cdot 0,148 = 47,24$, но $I_{20^\circ} = I_{93^\circ}$; следовательно $47,24 = 0,24 \cdot 93 + 280 x + 0,35 \cdot 93 x$; отсюда $312,55 x = 24,92$; $x = 0,08 \text{ кг (метанола)/кг газов.}$

б) Молекулярный %:

$$\frac{0,08}{32} : \left(\frac{1}{31,2} + \frac{0,08}{32} \right) = 7,2\%.$$

в) Точка росы:

$$\frac{M_{\text{вет.}}}{M_2} \cdot \frac{p}{760 - p} = 0,08,$$

откуда $p = 550$ мм, точка росы $= 10^\circ$.

5. При обследовании холодильной турмы были установлены следующие данные, характеризующие режим ее работы:

Объем	61,5 м ³
Температура воды, поступающей наверх башни	40°
Температура уходящей охлажденной воды	30°
Температура воздуха, нагнетаемого снизу башни	21°
Температура воздуха вверху башни	32°
Влажность воздуха до башни	0,0062
Влажность воздуха после башни	0,0295
Объем воздуха, проходящего через башню	1600 м ³ /мин.
Объем охлаждаемой воды	2,7 м ³ /мин.

Спрашивается, до какой температуры охладилось бы то же самое количество воды тем же самым весовым количеством воздуха, если бы воздух нагнетался в башню с температурой в 38°, но с той же абсолютной влажностью, какая может иметь место в летний день.

Решение

Пользуясь *данными обследования*, мы можем определить h_a и K_a — объемные коэффициенты теплопередачи и коэффициент диффузии в нашей башне.

h_a из уравнения: $G \cdot c \cdot (t_2 - t_1) = h_a V \left(\frac{\theta_1 - t_2 + \theta_2 - t_2}{2} \right)$

t — температуры воздуха,
 θ — температура воды.

$$G = \frac{1600 \cdot 273 \cdot 29}{294 \cdot 22,4} = 1925 \text{ кг/час}$$

h_a после подстановки $= 10$ кал./час/м³/1°

K_a находим из уравнения:

$$G(x_2 - x_1) = K_a V \left(\frac{x_n - x_2 + x_n - x_1}{2} \right)$$

x_n — влагосодержание пленки воздуха на воде при температуре воды.

K_a из этого уравнения получим после подстановки числа 35 кг/м³/час/Δх=1.

Теперь мы можем составить следующие три уравнения для *новых* условий работы башни.

I. $1925 s (t_2 - 38) = 10 \cdot 61,5 \left(\frac{40 - t_2 + \theta_1 - 38}{5} \right)$

II. $1925 s (t_2 - 38) = 1925 (x_2 - 0,0062) \cdot 580 + 2700 (40 - \theta)$

III. $s = 0,24 + 0,46 \left(\frac{0,0062 + x_2}{2} \right)$

IV. $1925 (x_2 - 0,0062) = 35 \cdot 61,5 \left(\frac{0,05 - x_2 + x_n - 0,0062}{2} \right)$

Уравнений четыре, а неизвестных 5. Проще всего задаться значением x_n — влагосодержанием пленки воздуха на уходящей из скруббера воде. Эта величина по графику I—х непосредственно дает нам θ и из уравнения IV определяет x_2 .

По величинам x_2 и θ_1 узнаем по уравнению II температуру воздуха наверху башни t_2 . Подставляя эти величины x_2 , t_2 в уравнение I, мы должны получить тождество после нескольких приближений в выборе значения x_n .

6. Деревянные стружки сушатся во вращающейся барабанной сушилке с непрерывным противоточным дутьем исключительно за счет тепла продуваемого через сушилку воздуха. Стружки входят с 40% влаги (расчет на сырой материал) и покидают сушилку с 15% (к сырому материалу). Производительность сушилки 1000 кг 15%-ного материала в час.

Воздух входит с влажностью 0,01 при 110° и уходит при 50°. Скорость воздуха не должна превышать 2,5 м/сек.; в противном случае стружки будут увлекаться воздухом. Время пребывания товара в сушилке — 2 часа. Средний размер стружки 25 × 50 × 6 мм. Удельный объем стружки 10,5 м/кг.

Определить длину и внутренний диаметр сушилки, принимая их отношение 5:1. Потерями в окружающее пространство пренебречь.

1. Количественное количество влаги 15%.

Сушеного вещества в час $\frac{1000 \cdot (100 - 15)}{100} = 850$ кг.

Начальное количество влаги: $\frac{850 \cdot 0,4}{0,6} = 567$.

Влаги удаляется в час $L = \frac{850 \cdot 40}{60} - 150 = 417$ кг.

2. Количество тепла на испарение $Q = L\lambda = 417 \cdot 551 = 230000$ кал.

3. Количество воздуха $G = \frac{Q}{i_2 - i_1} = \frac{230000}{17} = 13500$ кг/час = 3,75 м³/сек. = 3,42 м³/сек.

$$\begin{aligned} i_2 &= 34,0 \\ i_1 &= 17,0. \end{aligned}$$

Скорость воздуха возьмем = 2,5 м/сек.

Сечение сушилки: $\frac{3,42}{2,5} = 1,37$ м².

Отсюда диаметр сушилки:

$$d = \sqrt{\frac{1,37}{0,785}} = 1,32 \text{ м.}$$

Длина сушилки = 5d = 5 · 1,32 = 6,6 м.

Увеличиваем длину до 8 м.

7. На основании приводимых в следующей таблице данных, сделать заключение о скорости сушки охарактеризованного в таблице материала:

1	245	212	192	155	129	107	85	82
2	0	105	170	305	380	454	523	548

1 — содержание воды в товаре в % от сухого вещества, 2 — время в минутах.

Определить, с какого момента кончился период постоянной сушильной скорости и начался период падающей скорости сушки.

Указание: По таблице определить $\frac{\Delta W}{\Delta \theta}$

8. Производительность сушилки 1 т/час и % влаги в мокром товаре понижается с 50 до 15% (счет на общий вес). Влажность воздуха, проходящего через сушилку, повышается с 0,010 до 0,02, и температура падает с 68° до 38°. Принимая теплоту испарения = 586 кал., подсчитать отношение тепловых потерь в окружающее пространство к теплу, доставляемому воздухом в сушилку.

а) Сушеного вещества в товаре в час $\frac{1000 \cdot 85}{100} = 850$ кг.

Конечное количество влаги $\frac{1000 \cdot 15}{100} = 150$ кг.

Испаряется влаги в час $\frac{850 \cdot 50}{50} - 150 = 700$ кг.

б) Тепла нужно затратить

$Q_i = 700 \cdot 586 \approx 410000$ кал./час.

в) Количество воздуха $G = \frac{L}{x_2 - x_1} = \frac{700}{0,02 - 0,01} = 70\,000 \text{ кг/час.}$

г) Количество тепла воздуха $Q = G(I_2 - I_1) = 70\,000(29,0 - 15,8) = 925\,000 \text{ кал.}$

д) Коэффициент полезного действия сушилки

$$\frac{410\,000}{925\,000} \cdot 100 = 44,4\%$$

е) % тепловых потерь $= \frac{925\,000 - 410\,000}{925\,000} \cdot 100 = 55,7\%$

5. Дистилляция

1. Для смеси бензола и толуола построить следующие диаграммы, пользуясь законами Рауля и Дальтона:

а) диаграмму равновесия для постоянного давления в 1 атм., откладывая по оси ординат — „у“ — молек. долю бензола в парах — и по оси абсцисс — „х“ — молек. долю бензола в жидкости;

б) диаграмму зависимости точки кипения смеси от молек. доли бензола в жидкости ($t^\circ - x$);

в) диаграмму: летучесть „а“, как ординаты, и молек. доля бензола в жидкости, как абсциссы;

г) кривую $y - x$ по уравнению на стр. 336 для среднего значения.

д) начертить диаграмму, откладывая по оси ординат весовую долю бензола в парах (y), а по оси абсцисс весовую долю бензола в жидкости, считая молек. вес компонентов одинаковым как в жидкости, так и в парах.

Данные:

Упругости паров бензола и толуола, взятые из таблиц Ландольта:

Бензол		Толуол	
°Ц	Упругость в мм ртутн. столба	°Ц	Упругость в мм ртутн. столба
70	547	110,4	760
80	754	105,3	650
90	1016	99,4	550
100	1344	93,2	450
110	1748	85,5	350
		80,9	300

2. Показать, что если для простой дистилляции (перегонки) при постоянной температуре применим закон Рауля, то справедливо уравнение:

$$\frac{-dA}{-dB} = k \frac{A}{B},$$

где

A — молек. доля более летучего компонента в кубе в некоторый момент,

B — молек. доля менее летучего компонента в кубе в тот же момент.

Показать, что это уравнение есть специальная форма закона Рейлея. Интегрировать уравнение. Показать, что оно справедливо для всяких двух компонентов любой сложной смеси, если эти два из ее ингредиентов подчиняются закону Рауля или их отклонения от него имеют один и тот же знак.

Решение

Уравнение Рейля выражается общей формулой

$$\ln \frac{L'}{L''} = \int_{x_{11}}^{x_1} \frac{dx}{y-x}$$

Если смесь подчиняется закону Генри, и отношение упругостей компонентов в некотором интервале температур приблизительно постоянно, то можно проинтегрировать уравнение аналитически (см. стр. 341).

Если же оба компонента смеси подчиняются закону Рауля, то уравнение примет еще более простой вид.

Пусть жидкость в кубе состоит из A мол. более летучего компонента и B мол. менее летучего компонента.

Парциальное давление отдельных компонентов в паровой фазе

$$y_1 = P_1 \frac{A}{A+B} \quad (1) \quad y_2 = P_2 \frac{B}{A+B} \quad (2);$$

так как состав паровой фазы $= -(dA + dB)$, то

$$y_1 = - \frac{dA}{dA + dB} \quad (3) \quad \text{и} \quad y_2 = - \frac{dB}{dA + dB} \quad (4).$$

Приравнивая выражения для y_1 и для y_2 (2 и 4) (1 и 3) и деля одно на другое, получаем:

$$\frac{dA}{dB} = \frac{P_1}{P_2} \cdot \frac{A}{B} = k \frac{A}{B} \quad \text{или} \quad \frac{dA}{A} = k \frac{dB}{B}$$

$$\int_{A_1}^{A_2} \frac{dA}{A} = k \int_{B_1}^{B_2} \frac{dB}{B} \quad \text{или} \quad \ln \frac{A_2}{A_1} = k \ln \frac{B_2}{B_1} \quad (5),$$

где A_1 и B_1 — молек. доли компонента в начальной смеси

A_2 и B_2 — " " " " остатке.

Так как знаменатели выражений (1) и (2), а также (3) и (4) взаимно сокращаются, то, следовательно, они могут быть как угодно велики, т. е. формула (5) применима к многокомпонентной системе.

3. Смесь содержит 60% весовых бензола и 40% весовых толуола и подвергается перегонке под атмосферным давлением. Для решения задачи взять $k = 2,55$.

а) Принимая, что дистилляцию прерывают в тот момент, когда вес дистиллята составляет половину веса загрузки, подсчитать

1) весовой % бензола в дистилляте,

2) " " " " остатке,

3) количество бензола в дистилляте, выражая его в % от количества бензола в загрузке куба.

б) Принимая, что дистилляцию прерывают в тот момент, когда 90% бензола перешло в дистиллят, определить:

1) весовой % бензола в дистилляте,

2) " " " " остатке,

3) вес дистиллята в % от веса загрузки куба.

Для решения применяем уравнение Рейля в специальной форме:

$$\ln \frac{A_2}{A_1} = k \ln \frac{B_2}{B_1} \quad (1)$$

В смеси находится $\frac{60}{M_g} = \frac{60}{78} = 0,77$ мол. бензола

$\frac{40}{M_r} = \frac{40}{92} = 0,435$ мол. толуола

или на 100 молекул смеси: $\frac{0,77 \cdot 100}{0,77 + 0,435} = 64$ мол. бензола = А

и $\frac{0,435 \cdot 100}{0,77 + 0,435} = 36$ мол. толуола = В.

а) По условию: вес дестиллята = 0,5 веса загрузки = весу остатка, т. е. вес остатка = 0,5 веса загрузки, т. е.

$$\begin{aligned} & \text{Остаток} && \text{Загрузка} \\ M_6 \cdot A_2 + M_T \cdot B_2 &= 0,5 (M_6 \cdot A_1 + M \cdot B_1) \\ 78A_2 + 92B_2 &= 0,5 (78 \cdot 0,64 + 92 \cdot 0,36), \text{ откуда} \\ B_2 &= 0,45 - 0,85 A_2. \end{aligned}$$

Подставляя значение B_2 в уравнение (1), получаем:

$$\ln \frac{0,64}{A_2} = 2,55 \ln \frac{0,36}{0,45 - 0,85 A_2}. \quad (2)$$

После преобразований получаем уравнение:

$$(0,45 - 0,85A_2)^{2,55} - 0,115A_2 = 0, \quad (3)$$

так как

$$\ln \frac{(0,45 - 0,85A_2)^{2,55}}{A_2} = 2,55 \ln 0,36 - \ln 0,64.$$

Уравнение (3) имеет минимум, его можно решить приемом *regula falsi* (см. Фокин-Павлов, Методы расчета, 1932, стр. 53—54).

Получим $A_2 = 0,245$.

Очевидно, тогда $B_2 = 0,45 - 0,85 \cdot 0,245 = 0,24$.

Проверяем молекулярный % бензола в остатке $\frac{0,245}{0,245 + 0,24} = 50\%$.

Производим пересчет на весовые %, получаем для остатка % бензола = 46, % толуола = 54.

Определение концентраций дестиллята: перешло в дестиллят:

бензола $0,64 - 0,245 = 0,395$, толуола $0,36 - 0,24 = 0,12$.

Производим пересчет на весовые %, получаем: бензола 74%, толуола 26%.

Процент перехода бензола в дестиллят равен $\frac{0,395}{0,64} \cdot 100 = 62\%$.

б) Осталось бензола в остатке по условию $100 - 90 = 10\%$ (0,064 мол.). Применяем снова ту же форму закона Рейлея:

$$\begin{aligned} \ln \frac{0,64}{0,064} &= 2,55 \ln \frac{0,36}{B_2} \\ 2,3 - 2,55 \ln 0,36 &= -2,55 \ln B_2, \\ \text{откуда } B_2 &= 0,219, \quad A_2 = 0,064. \end{aligned}$$

Пересчитывая эти значения на весовые проценты:

весовой % бензола в остатке = 19,8
 " " толуола " " = 80,2.

Определение концентраций дестиллята:

перешло бензола в дестиллят $0,64 - 0,064 = 0,576$
 " толуола " " $0,36 - 0,219 = 0,141$.

Пересчитывая на весовые %, получаем:

% бензола = 77,6%
 % толуола = 22,4%.

Вес дистиллята $= \frac{0,576 + 0,141}{1} \cdot 100 = 71,7\%$ веса загрузки.

4. Смесь из 50 весовых частей бензола и 50 частей толуола подвергается дистилляции под атмосферным давлением (периодический процесс).

Начертить кривую, нанося по ординатам точки кипения смеси, а по оси абсцисс — весовой % загрузки, перешедшей в дистиллят.

Примечание: Закон Рауля применим; упругости паров компонентов даны в задаче № 1.

5. В некотором производстве в качестве отхода получается водный раствор анилина, насыщенный при 20°. Количество раствора 2 т тонн в сутки. Для выделения анилина раствор подвергают периодической дистилляции под атмосферным давлением; пары направляются прямо в конденсатор и холодильник, после чего дистиллят разделяется при 20° на два слоя: нижний — раствор воды в анилине и верхний — раствор анилина в воде. Слой анилина собирается как продукт, водный слой снова идет в дистилляцию.

Температура кипения смеси в кубе постоянно 90°. Упругость пара анилина при этой температуре 44,0 мм рт. ст. и воды 733 мм. При 99° насыщенный анилин содержит 31,6 мол. % воды. Вода, насыщенная анилином, при 99° содержит 1,42 мол. % анилина. Содержание анилина в воде при 20° = 0,515 мол. %. Содержание воды в анилине при 20° при насыщении 21,4 мол. %.

Теплота испарения воды 540 кал. и анилина 135 кал.

Потерями тепла в окружающее пространство можно пренебречь.

Определить, сколько воды испарится из загрузки при отгонке 80% анилина, процент анилина в остатке, количество анилина, перешедшее в дистиллят, и расход тепла.

Определяем весовые % анилина: 0,675 мол. = 3,15% весовых.

Решение

1. Количество анилина в нагрузке $20\,000 \cdot 0,0315 = 630$ кг

2. " " " остатке $630 \cdot 0,2 = 126$ кг

3. " " остатка определяется из уравнения баланса $Gdc = (G - dG)(C_{ж} - dc) + C_n \cdot dG$

где G — вес жидкости в кубе в данный момент,

$C_{ж}$ — концентр. анилина в ней в кг/жидк. кг/анил. см.

C_n — " " " парах смеси в кг ан. кг см. пара.

Раскрывая скобки и делая приведение подобных членов, получаем: $dG(C_{ж} - C_n) = Gdc$; членом $dGdc$ второго порядка пренебрегаем.

Разделяем переменные и интегрируем $\ln \frac{G_1}{G_2} = \int_{C_1}^{C_2} \frac{dc}{C_n - C_{ж}}$

G_1 — начальный вес смеси; C_1 — его концентрация

G_2 — конечный вес смеси (остаток); C_2 — его концентрация.

Компонент подчиняется в этом случае закону Генри (см. стр. 341).

$C_1 = KC_{ж}$. Поэтому $\ln \frac{G_1}{G_2} = \int_{C_1}^{C_2} \frac{dc}{K C_{ж} - C_{ж}} = \frac{1}{K-1} \int \frac{dc}{C_{ж}}$

т. е. $\ln \frac{G_1}{G_2} = \frac{1}{K-1} \ln \frac{C_1}{C_2}$. Уравнение решается относительно $\ln G_2$.

Для этого подставляем вместо $\frac{C_1}{C_2}$ равную ей величину $\frac{G_2}{aG_1}$, здесь a — доля вещества, теряемого в остатке. Тогда

$$\ln \frac{G_1}{G_2} = \frac{1}{K-1} \ln \frac{G_2}{aG_1}, \text{ откуда } \ln G_2 = \ln G_1 + \frac{\ln a}{K}$$

$$G_1 = 20\,000 \text{ кг}; a = 0,2 = \frac{126}{630}$$

Численное значение K узнаем из графика равновесия для любой частной $C_{ж}$, соответствующей $C_{п}$.

Вычисляем K для точки насыщения воды анилином при $C_{п}$ и $C_{ж}$, выраженных в весовых процентах. Концентрация = 6,95% анилина в воде.

$$P_v = \frac{733(100 - 6,95)}{100} = 682 \text{ мм.}$$

Для анилина при расслоении

$$P_a = \frac{44(100 - 8,25)}{100} = 40,8 \text{ мм.}$$

$$\frac{g_a}{g_b} = \frac{40,8 \cdot 93,1}{682 \cdot 18} = 0,31. \text{ Весовой \% анилина в паровой фазе:}$$

$$y = \frac{0,31 \cdot 100}{1 + 0,31} = 23,7; \text{ из уравнения } y = Kx \text{ для}$$

$$y = 23,7\% \text{ и } x = 6,95\% \text{ получим значение } K = 3,5.$$

Подставляем это значение в уравнение $\ln G_2 = \ln G_1 + \frac{1}{K} \ln a$

$$\ln G_2 = 9,903 - \frac{1,609}{3,5} = 9,443 \text{ и}$$

$$G_2 = 12\,600 \text{ кг/сутки. Процент анилина в остатке } \frac{126 \cdot 100}{12\,600} = 1\%.$$

4. Перешло воды в дестиллят $20\,000 - 12\,600 - (630 - 126) = 6896 \text{ кг.}$

5. Анилина в дестилляте $630 - 126 = 504 \text{ кг.}$

6. % анилина в дестилляте $\frac{504 \cdot 1000}{20\,000 - 12\,600} = 6,8\%.$

7. Расход пара $P = \frac{Q}{525} = \frac{3\,788\,000}{525} = 7,25 \text{ т/сутки}$

$Q = 540 \cdot 6896 + 135 \cdot 504 = 3\,788\,000 \text{ кал./сутки.}$

6. Смесь бензола и толуола (50% вес. бензола) подается медленно и непрерывно в верхний конец несколько наклонной трубы, нагреваемой паровой рубашкой. Жидкость и пар текут параллельно, пары и жидкость отделяются у нижнего конца трубы. Общее давление нормальное. Закон Рауля применим. Жидкость уходит с постоянной температурой.

Установить и представить графически зависимость этой температуры от состава питания и от доли питания, удаленной в виде паров, в весовых %.

Решение:

Пользуемся формулой:

$$\ln \frac{A_1}{A_2} = K \ln \frac{B_1}{B_2}$$

Например, примем на 100 молекул питания $A_1 = 50$ молекул, $B_1 = 50$ молекул.

Тогда, пересчитывая на весовые % для пользования графиком (стр. 317), получаем

A_2	B_2	t_x
40	46	93
25	38,2	95
10	26,5	100

7. Рассчитать колпачковую колонну непрерывного действия для дестилляции бензольно-толуольной смеси 70% по бензолу под атмосферным

давлением. Питающая смесь подогрета до необходимой температуры. Дистиллят содержит 90 молекул. % бензола, а остаток — 99 мол. % толуола. Колонна непосредственно присоединена к кубу, нагреваемому глухим паром 8 атм. абс. Часть конденсата возвращается к верхней тарелке, часть используется как продукт.

Соотношение (молекулярное) флегмы и пара считать постоянным для всех тарелок верхней колонны. Для нижней колонны оно численно другое, но постоянно для всех тарелок этой колонны. Состав жидкости и пара в молек. долях бензола дан в таблице:

Темп. кип.	110,4	105,0	100,0	95,0	90,0	85,0	80,3
x	0	0,113	0,258	0,404	0,580	0,776	1,00
y	0	0,262	0,456	0,628	0,776	0,898	1,00

Вычислить для колонны с бесконечно большим числом тарелок минимальное отношение флегмы к пару в верхней части колонны.

В предположении (для верхней колонны) числа флегмы = 2 определить:

- 1) Число тарелок (идеальных).
- 2) Положение питающей тарелки, отсчитывая сверху вниз.
- 3) Состав жидкости у питающей тарелки.
- 4) Сечение колонны, если пропускная способность колонны 5 м³/час, а максимальная допустимая скорость паров 0,5 м/сек.
- 5) Расход пара на нагрев.

Решение

а) Уравнение для минимального числа флегмы (стр. 350).

$$\frac{O_{n+1}}{V_n} = \frac{x_c - y_n}{x_c - x_n}$$

Для заданных условий $x_c = 99\%$

$$y_n = y_t = 0,88; \quad x_n = x_t = 0,7 \text{ и искомое}$$

$$\frac{O_{n+1}}{V_n} = \frac{0,99 - 0,88}{0,99 - 0,7} = \frac{0,11}{0,29} = 0,38,$$

$$а \quad \frac{O'_{n+1}}{F} = \frac{x_c - y_n}{y_n - x_n} = \frac{0,99 - 0,88}{0,88 - 0,7} = \frac{0,11}{0,18} = 0,61$$

1. Определение числа тарелок верхней колонны.

Из уравнения баланса следует

$$C_{n+1}^n = \frac{O}{O_{n+1}} C_n^* + \frac{C_{np}^*}{O+1} = \frac{2}{3} C_n^* + \frac{C_{np}^*}{3}$$

Предположим, что $C_{пара}$ первой тарелки = $C_{продукта}$, т. е. 99 молек. процентам.

В таком случае пар со второй тарелки

$$C_2^n = \frac{2}{3} \cdot 0,97 + \frac{0,99}{3} = 0,98$$

Этому C_2^n соответствует $C_2^* = 0,95$ (по графику стр. 351).

Пар третьей тарелки $C_3^n = \frac{2}{3} \cdot 0,95 + 0,33 = 0,965$

Ему соответствует $C_3^* = 0,9$

Пар четвертой тарелки $C_4^n = \frac{2}{3} \cdot 0,9 + 0,33 = 0,93$

Ему соответствует $C_4^* = 0,86$

Аналогично: $C_5^n = \frac{2}{3} \cdot 0,86 + 0,33 = 0,90$; $C_5^ж = 0,78$
 $C_6^n = \frac{2}{3} \cdot 0,78 + 0,33 = 0,87$; $C_6^ж = 0,72$.

Эта концентрация как-раз соответствует составу первоначальной смеси 71,5 молекул. процента бензола.

2. Следовательно, питающей тарелкой будет шестая с составом 72 молек: % по бензолу.

3. Остается определить число тарелок нижней колонны.

Она рассчитывается по уравнению баланса

$$C_{N+1}^n = \frac{P_{см} + O}{O + 1} C_N^ж - \frac{P_{см} - 1}{O + 1} \cdot C_N^ж$$

Приравняем в первом приближении молекулярные проценты весовым.

Количество свежей смеси на 1 *m* продукта $P_{см} = \frac{C_{пр}^ж - C_к^ж}{C_{ж}^{ом} - C_к^ж} = \frac{0,99 - 0,01}{0,72 - 0,01} =$

$$= 1,36; \frac{P_{см} + O}{O + 1} = \frac{1,36 + 2}{3} = 1,12$$

$$\frac{P_{см} - 1}{O + 1} = \frac{1,36 - 1}{3} = 0,12$$

Пар тарелки седьмой — второй тарелки — нижней колонны

$$C_7^n = 0,79; C_N^ж = 0,12; C_к^ж = 1,12 \cdot 0,7 - 0,12 \cdot 0,01 = 0,784$$

откуда $C_7^ж = 0,59$

Аналогично

$C_8^n = 0,661$	$C_8^ж = 0,44$
$C_9^n = 0,493$	$C_9^ж = 0,29$
$C_{10}^n = 0,325$	$C_{10}^ж = 0,17$
$C_{11}^n = 0,131$	$C_{11}^ж = 0,06$
$C_{12}^n = 0,060$	$C_{12}^ж = 0,030$
$C_{13}^n = 0,026$	$C_{13}^ж = 0,014$

Берем 14 тарелок. Эту же задачу можно решить графически. При непрерывной ректификации имеем две рабочих линии: одна — для верхней части колонны — выше питающей тарелки, другая — для нижней части колонны — ниже питающей тарелки. Указанием числа флегмы определяется наклон первой рабочей линии, которая идет до абсциссы питающей смеси — до 30½%. В этой точке начинается нижняя рабочая линия, которая упирается в абсциссу 1%. Читатель собственным построением легко убедится, что по графику действительно получаем 14 тарелок, и питающей из них будет шестая.

Сечение колонны определяем по балансу жидкости и пара. Уточним расчет заменой мол. % весовыми. На каждый кг/мол. продукта флегмы приходится: в верхней колонне 2 кг, питание (стр. 570) 1,56 кг, паров идет по колонне снизу вверх 3 кг на 1 кг продукта.

$$\text{Питание} \frac{C_n - C_к}{C_{ом} - C_к} = \frac{98,75 - 0,75}{64,5 - 0,75} = 1,56 \text{ кг.}$$

Продукта имеем в час $\frac{5000}{1,56} = 3200 \text{ кг}$

Паров будет $3200 \cdot 3 = 9600 \text{ кг}$.

Объем их (считая случай наибольшего объема — на бензол чистый)

$$\frac{9600 \cdot 22,4 \cdot 372}{78 \cdot 273} = 3760 \text{ м}^3/\text{час} = 1,045 \text{ м}^3/\text{сек.}$$

Сечение колонны, при скорости пара в 0,5—0,6 м/сек., $S = 2 \text{ м}^2$.

Расход тепла:

$$Q = 87 \cdot 3200 = 278400 \text{ кал./час.}$$

87 — теплота испарения бензола.

Расход греющего пара, задавшись его давлением, например, в 8 атм., — теперь уже легко определить.

8. Дестилляционная экспериментальная колонна (с насадкой) непрерывного действия предназначена для дестилляции аммиака из аммиачной воды. Нагрев ее идет острым паром (сухим насыщенным).

Данные о работе колонны приведены в таблице:

	кг/час	% NH_3 по весу
Загрузка	5	1,50
Продукт	0,67	9,50
Остаток	5,75	0,20
Пар	1,4	—

Во сколько раз нужно увеличить высоту колонны, чтобы остаток уходил с 0,03% NH_3 по весу?

Искомую высоту определить в % от высоты старой колонны, предполагая, что питание новой колонны паром будет равно 200% от теоретически необходимого количества.

Примечание. Температура питания (наверху колонны) в обоих случаях 20°. Для старой колонны справедливо равенство

$$K_G = K_L \text{ (см. стр. 376)}$$

Уравнение линии равновесия

$$y = 12,6x$$

y — весовая доля аммиака в парах и x — весовая доля аммиака в жидкости. $K_G \cdot A \cdot dL(y_e - y) = K_L a \cdot AdL(x - x_e) = \text{кг аммиака, полученные за час (см. стр. 392)}$.

Решение

Возможно аналитическое решение. K принимаем одинаковым в обеих колоннах. В таком случае

$$\frac{A_2 L_2 (y_e - y_1)}{A_1 L_1 (y_e - y_1)} = \frac{G_2}{G_1}$$

Очевидно, отношение объемов колонны

$$\frac{A_2 L_2}{A_1 L_1} = \frac{G_2}{G_1} \cdot \frac{(y_e - y_1)}{(y_e - y_2)}$$

В первом приближении тепловыми потерями пренебрежем. Отношение площадей сечения надо будет взять в зависимости от расхода пара в обоих случаях.

$$G_1 = 0,67 \cdot 0,095 = 5 \cdot 0,015 - 5,75 \cdot 0,002 = 0,06365$$

$$G_2 = 5 \cdot 0,015 - \frac{5,7 \cdot 0,0003}{0,9997} = 0,0733 \text{ кг } \text{NH}_3$$

Здесь 5,7 — отбросная вода, т. е. почти то же количество (производительность по сырью та же).

Приходит воды с питанием 4,925 кг.

Нагрев острым паром дает $1,4 - 0,67(1 - 0,095) = 0,74 \text{ кг}$ воды. Таким образом $4,925 + 0,74 = \sim 5,7 \text{ кг}$

$$\text{и } \frac{G_1}{G_2} = \frac{0,0733}{0,06365} = 1,15$$

Это отношение верно как для верхней, так и для нижней колонны.

Находим соотношение движущих сил дезорбции.

Для старых условий вверху колонны

$$y_{\text{наличное}} = 0,05.$$

Ему соответствовало равновесное

$$y_{\text{равн.}} = 12,6 \cdot 0,015 = 0,189.$$

Отсюда вверху движущая сила

$$0,189 - 0,095 = 0,094.$$

Внизу, благодаря избытку водяного пара, можно принять

$$y_{\text{нал.}} = 0.$$

Внизу

$$y_{\text{равн.}} = 12,6 \cdot 0,002 = 0,0252$$

Среднее логарифмическое значение $y_{\text{равн.}}$ — y для старых условий $\sim 0,05$.

Для новых условий $y_{\text{нал.}}$ наверху, как указано, близко к прежнему.

В таком случае равновесное соотношение

$$\frac{P_{\text{амм.}}}{P_{\text{н}} + P_{\text{амм}}} = 0,189.$$

Наличное $0,5 \cdot 0,235 = 0,117$ (молекулярное)

Отношение $\frac{\text{пар}}{\text{аммиак}} = \frac{dy}{dx} = 12,6$ мол. пара/мол. аммиака, — это теоретический расход пара; практический, согласно условию, в два раза больше т. е. 25,2 мол. Это соответствует концентрации аммиака вверху колонны 0,038. Движущая сила вверху $y_e - y = 0,189 - 0,038 = 0,15$.

$y_{\text{наличное}}$ внизу — попрежнему 0.

$y_{\text{равн.}}$ внизу = $12,6 \cdot 0,0003 = 0,0038$.

Движущая сила средняя 0,028.

Отсюда отношение движущих сил

$$\frac{(y_e - y_1)}{(y_e - y_2)} = \frac{0,5}{0,28}$$

Отношение объемов башни

$$\frac{A_2 L_2}{A_1 L_1} = 1,15 \cdot \frac{0,5}{0,28} \cong 2$$

Отношение A_2/A_1 определим по расходу пара в обоих случаях.

В старых условиях подогрев и дезорбция требовали

$$0,74 + (1,4 - 0,74) = 1,4.$$

В новых условиях, при том же подогреве, на дезорбцию потребуется пара

$$25,2 \text{ мол.}$$

т. е. приближение к состоянию насыщения несколько лучше, чем в старых условиях. Поэтому расход пара

$$0,67 + 0,74 = 1,4 \text{ кг или } 21 \text{ мол. пара/мол. аммиака.}$$

Следовательно $\frac{A_2}{A_1} = \frac{25,2}{21}$ и отношение высот башен

$$\frac{L_2}{L_1} = 2 \cdot \frac{21}{25,2} = 1,6.$$

9. 8% раствор этанола в воде дистиллируется в колонне непрерывного действия. Раствор при точке кипения подается на верхнюю тарелку, протекает через тарелки, навстречу ему продувается насыщенный водяной пар. Продуктом дистилляции является пар с верха колонны, содержащий 99% этанола, содержащегося в загрузке. Колонна орошается исключительно питающей жидкостью.

а) Для бесконечно большого числа тарелок определить минимальное количество водяного пара в молекулах на молекулу загрузки; соответствующий максимальный процент содержания этанола в продукте в молекулярных процентах и молекулярный процент этанола в жидкости на питающей тарелке.

б) Приняв количество пара двойным против теоретического минимума, подсчитать необходимое число идеальных тарелок, мол. процент этанола в продукте и мол. процент этанола в жидкости на питающей тарелке.

Для простоты расчетов скрытые теплоты испарения воды и этанола считать равными, пренебречь потерями, тепловым эффектом смешения жидкостей и паров, повышением точки кипения и влиянием изменения давления в колонне по ее высоте на состав паров и на точки кипения.

Таблица равновесия концентраций этанола в жидкости (x) и в парах (y) (весовые доли):

x	0,02	0,04	0,06	0,08	0,100
y	0,155	0,32	0,465	0,538	0,58

Решение

а) Пользуемся общей формулой

$$\frac{G}{L} = \frac{x_2 - x_1}{y_2 - y_1}, \text{ для максимума тарелок}$$

$$x_1 = 0,1; \quad x_2 = 8$$

$$y_1 = 0,1; \quad y_2 = 53,8 \text{ (равновесн.)}$$

т. е.

$$\frac{G}{L} = 0,147 \text{ кг пара/кг питания}$$

или 0,17 мол. пара/мол. питания.

б) В случае избытка огдувочного пара, парообразный продукт не будет в равновесии с питающей жидкостью: вместо 53,8% этанола в парах верхней тарелки будет только 27%, что определяется уравнением:

$$\frac{1}{0,147 \cdot 2} = \frac{x_1 - 0,1}{8 - 0,1}$$

Число тарелок легко найти графическим построением.

10. Для обычных условий ректификации двух полностью смешивающихся жидкостей ответить на следующие вопросы:

- вывести уравнение линии укрепления,
- вывести уравнение линии исчерпывания,
- доказать, что эти две линии пересекаются при $x = x_{\text{пит}}$,
- доказать, что линия укрепления пересекает диагональ ($y = x$) при $x = x^\circ$,
- доказать, что линия исчерпывания пересекает диагональ ($y = x$) при $x = x_{\text{куба}}$,
- доказать, что минимум флегмы для верхней колонны

$$\frac{L}{G} = \frac{x_0 - y_{\text{пит}}}{x_0 - y_{\text{пит}}}$$

ж) объяснить, почему необходимо бесконечно большое число тарелок при работе на минимуме в верхней колонне,

з) показать, что для верхней колонны рабочая линия совпадает с диагональю, если отношение флегмы к пару равно единице.

Даем *пояснение* по п. а) и п. б).

Уравнение материального баланса для верхней колонны:

$$\Phi = \Pi + P \quad (1)$$

(Φ — флегма, Π — пар, P — продукт) или по легколетучему компоненту:

$$\Phi X = \Pi Y + P X_{пр.} \quad (2)$$

Подставляя в уравнение (2) значение Φ из (1) и делая приведение подобных членов, получаем:

$$y = \frac{\Pi + P}{\Pi} x - P X.$$

Уравнение диагонали $x = y$.

В точке пересечения имеем равенство

$$x = \frac{\Pi + P}{\Pi} x - P X,$$

откуда, действительно

$$x = x_{пр.}$$

Эти выводы (как и все остальные) верны в условиях: 1) постоянства по всей высоте колонны количества флегмы в молекулярных соотношениях, 2) подогрева флегмы, 3) полной конденсации паров с верхней тарелки, 4) нагрева колонны глухим паром, 5) пересечения линии равновесия с диагональю только в точках 0 и 1.

11. Кислородная колонна.

Жидкий воздух подается наверх колонны, работающей под атмосферным давлением. 60% O_2 переходят из загрузки в пар в кубе, и этот пар содержит 0,2% N_2 (объемных).

Определить:

- а) чистоту сырого N_2 , покидающего верх колонны (мол. %),
- б) число молекул, превратившихся в пар, из 100 мол. загрузки,
- в) минимальное число тарелок.

Число флегмы постоянно равно 1. Состав воздуха 21 мол. % O_2 и 79 мол. % N_2 .

Данные равновесия показаны в таблице.

Приведенные в таблице 1 и задаче молекулярные проценты нет надобности пересчитывать на весовые, так как разница между ними не превышает 0,5—1%.

а) Чистоту азота определим из графика равновесия.

$T_{абс.}$	Процент N_2 в жидк.	Процент N_2 в паре	$T_{абс.}$	Процент N_2 в жидк.	Процент N_2 в паре
77,5	100,0	100,0	86,0	22,2	47,8
78,0	91,9	97,8	88,0	12,4	30,4
80,0	66,8	88,0	90,0	3,8	10,2
82,0	47,8	76,4	91,0	0,0	0,0
84,0	33,8	63,1			

С жидким воздухом состава 21% O_2 находится в равновесии пар 7% по O_2 . Следовательно, чистота азота будет 93%.

Определим количество теряющегося азота с жидкостью и паром куба.

С паром уходит

$$\frac{21 \cdot 0,6 \cdot 0,2}{99,8} = 0,025 \text{ мол. } N_2.$$

¹ Данные. Бали взяты из Phil. Mag. 5, № 49. Более точны данные Dodg'a — Dunbar'a: J. Am. Chem. Soc. № 3 [1927].

В жидкости, равновесной с паром, будет азота не более 0,1, т. е. количество, которым можно пренебречь. Принимаем количество азота, уходящего вверх колонны, равным 79, что достаточно точно в первом приближении.

Тогда теряется кислорода с азотом

$$\frac{79 \cdot 0,07}{0,93} = \sim 6 \text{ мол.}$$

Испарится кислорода в кубе

$$21 \cdot 0,6 = 12,6 \text{ мол.}$$

Разность $21 - (12,6 + 6) = 2,4$ уходит в виде жидкости в дополнительный конденсатор (вместе с твердым ацетиленом и другими твердыми взрывчатыми примесями).

Количество испаряемого в кубе кислорода:

$$79 + 6 + 12,6 = 97,6 \text{ молекул.}$$

Число тарелок определим по уравнению баланса для непрерывной ректификации, имея в виду колонну исчерпывания.

12. Азотная колонна

Жидкий воздух подается на среднюю тарелку колпачковой колонны, работающей под атмосферным давлением. Технический азот уходит вверх колонны с содержанием 99,8 мол. % азота.

В этой колонне технический кислород удаляется не в виде пара, а в виде жидкости. Жидкость эта испаряется в междутрубном пространстве дефлегматора, орошающего ректификационную колонну.

Определить максимальную чистоту жидкости куба, предполагая бесконечно большое число тарелок в колонне.

Подсчитать, каков при этих условиях ожидаемый выход азота, т. е. долю общего его количества, получаемую в виде продукта.

Определяем соотношение необходимой флегмы (минимальной) к пару

$$\frac{L}{G} = \frac{99,8 - 93}{99,8 - 79} = 0,325.$$

Очевидно, в продукт из каждых 100 молекул пара уйдет $100 - 32,5 = 67,5$.

Тогда вес свежей смеси (жидкого воздуха) на 1 мол. продукта

$$P_{см} = \frac{100}{67,5} = 1,49.$$

Из уравнения расхода питающей тарелки узнаем концентрацию в кубе (т. е. отводимой в дефлегматор холодильной жидкости).

$$P_{см} = \frac{99,8 - C_{к}}{79 - C_{к}} = 1,49,$$

откуда $C_{к} = 35\%$.

Проверяем по балансу кислорода:

$$32 \cdot 5 \cdot (1 - 0,35) + 67,5 \cdot 0,002 \cong 21.$$

Использование азота

$$100 \cdot \frac{79 - 32,5 \cdot 0,35}{79} = 86\%.$$

6. Абсорбция и экстракция

1. Вода содержит органическую краску, которая экстрагируется смесью глинозема и извести.

5 частей смеси на миллион частей воды снижают процент краски в воде до 25%, а 10 частей — на 3,5%.

Определить, сколько частей нужно на миллион частей воды для понижения процента краски до 0,5%.

Решение

Применяем закон Freundlich'a для абсорбции жидкостей твердыми телами $x = ay^{1/n}$, где

x — концентрация экстрагируемого вещества в поглотителе,

y — то же в очищаемой жидкости,

a и n — эмпирические константы.

Примем $n > 1$; эти константы определим из данных условий, написав уравнение Freundlich'a два раза и решив совместно.

$$x_1 = ay_1^{1/n}; \quad x_1 = \frac{100-25}{5}; \quad y_1 = \frac{25}{10^6}$$

$$x_2 = ay_2^{1/n}; \quad x_2 = \frac{100-3,5}{10}; \quad y_2 = \frac{3,5}{10^6}$$

$$\frac{75}{5} = a \left(\frac{25}{10^6} \right)^{1/n}; \quad \frac{96,5}{10} = a \left(\frac{3,5}{10^6} \right)^{1/n}$$

Деля одно уравнение на другое, получаем

$$1,55 = 7,15^{1/n},$$

откуда

$$1/n \lg 7,15 = \lg 1,55; \quad \frac{1}{n} = \frac{0,19}{0,854} = 0,222; \quad n = 4,5$$

Из любого уравнения определим теперь „ a “.

По 1 уравнению получим:

$$\frac{75}{5} = a \left(\frac{25}{10^6} \right)^{0,222},$$

откуда, решая его относительно a , получим $a = 157$.

Зная a и n , можем решить новую задачу по тому же уравнению; обозначим через x количество частей смеси, тогда

$$\frac{99,5}{x} = 157 \left(\frac{0,5}{10^6} \right)^{0,222}$$

Решая его логарифмированием относительно x , получаем $x = 16$.

2. 50 частей смеси FeSO_4 и CaO на миллион частей сточной воды поглощают 50% краски. Сколько частей смеси нужно для понижения процента краски до 10%, если $n = 8,5$.

Из начального условия получаем значение a :

$$\frac{50}{50} = a \left(\frac{50}{10^6} \right)^{\frac{1}{8,5}}$$

логарифмируем:

$$0 = \lg a + 0,118 \lg 50 - 0,118 \lg 10^6$$

откуда

$$\lg a = 0,50 \text{ и } a = 3,21.$$

Из того же уравнения получаем искомое количество частей смеси солей.

$$\frac{90}{x} = 3,21 \left(\frac{10}{10^6} \right)^{\frac{1}{8,5}}$$

откуда $x = 106,5$.

3. Хлопок высушивается в вакуум-шкафу под остаточным давлением в 20 мм рт. ст. Начальное влагосодержание при $24^\circ - 4,77\%$ влаги, считая на общий вес; после сушки остается 14 кг влаги в m^3 хлопка.

Удельный вес, сухого хлопка 1,48. Изменением температуры хлопка при испарении пренебречь. Вычислить равновесное влагосодержание хлопка при сушке.

Примечание. При 24° хлопок с 5% влаги (по сухому основанию) находится в равновесии с воздухом с 0,3 мм упругости водяного пара, а хлопок с 2% воды (сухое основание) будет в равновесии с воздухом, упругость пара в котором 1,65 мм. Решение аналогично предшествующим примерам.

4. Бензол испаряется из пропитанных им прорезиненных изделий при помощи топочных газов, продуваемых в направлении, противоположном движению изделий в сушилке. Топочные газы покидают сушилку при 60° , содержа 40% бензола по объему, и охлаждаются до 20° в поверхностном холодильнике.

Бензола испаряется в час 0,7 m^3 . Давление 760 мм. Состав топочных газов следующий:

$CO_2 - 15\%$; $O_2 - 5,9\%$; CO нет; остальное — азот.

Удельный вес бензола 0,880.

Определить:

- уловливания бензола в холодильнике,
- температуру, при которой начинается конденсация бензола в холодильнике,
- расход кокса на производство топочных газов (на 1 т бензола, уловленного в холодильнике), считая % углерода в коксе = 85%.

Решение:

а) Упругость паров бензола примем при $60^\circ = 486,7$ мм.

Следовательно, упругость паров бензола в газах = $486,7 \cdot 0,4 = 194,7$ мм.

Упругость паров бензола при $20^\circ = 73,4$ мм.

Считая весовое количество бензола в газе пропорциональным его упругости, получим процент уловления равный

$$\frac{194,7 - 73,4}{194,7} = 62,0\%$$

б) Температуру конденсации находим из графика упругостей бензола в атласе Фокина и Павлова.

в) Вес бензола испарившегося в час = $0,7 \cdot 0,880 \cdot 1000 = 616$ кг.

Уловлено в конденсаторе

$$616 \cdot 0,62 = 382 \text{ кг.}$$

Объем газов перед конденсатором при 60°

$$\frac{382 \cdot 22,4 \cdot 333}{0,4 \cdot 78 \cdot 273} = 334 \text{ м}^3$$

в них CO_2 :

$$334 \cdot 0,15 = 50,0 \text{ м}^3.$$

Принимая удельный вес CO_2 при $60^\circ = 1,56$, получим вес

$$CO_2 = 50,0 \cdot 1,56 = 78,2 \text{ кг.}$$

Для них нужно углерода

$$\frac{78,2 \cdot 12}{44} = 21,3 \text{ кг,}$$

кокса

$$\frac{21,3}{0,85} = 25,1 \text{ кг.}$$

Или на 1000 кг бензола

$$\frac{25,1 \cdot 1000}{382} = 65,7 \text{ кг.}$$

5. Газы, покидающие холодильник по задаче № 4, компримируются адиабатически в две ступени до конечного давления 9 атм. В конце первой ступени газ охлаждается до 20° в холодильнике и затем компримируется во второй ступени и снова охлаждается до 20°.

Принимая давление первой ступени равным среднему геометрическому между начальным и конечным, определить:

- а) процент конденсации в каждом холодильнике в отдельности,
- б) мощность, необходимую теоретически для компрессии в двух ступенях. Температура газов в конце сжатия $C_p/C_v = k = 1,40$ для O_2 и N_2 ;

$$k = 1,3 \text{ для } CO_2; k = 1,1 \text{ для } C_6H_6.$$

Решение

а) Среднее давление $P_{cp} = \sqrt{9} = 3$ атм.

Процент конденсации легко определить, пользуясь формулой

$$\frac{W_6}{W_r} = \frac{M_6}{M_r} \cdot \frac{P_6}{P_r},$$

где $\frac{W_6}{W_r}$ остаток бензола, уносимый газом из холодильника, в кг бензола на кг газа.

P_6 всегда одно и то же — 73,4 мм.

P_r меняется в компрессоре.

$M_6 = 78$. M_r определяется по данному в задаче 4 анализу Орса. Формулу применяем два раза:

$$P_1 = 3 \cdot 760 - 73,4 \text{ мм и } P_2 = 9 \cdot 760 - 73,4 \text{ мм.}$$

б) Вопросы, решаемые по формулам технической термодинамики:

$$L = n \frac{k}{k-1} P_1 V_1 \left[\sqrt[n]{\left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{k-1}{nk}}} - 1 \right] \text{ кг. м}$$

и

$$\frac{T_2}{T_1} = \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{k-1}{k}}$$

Значения P_1 и P_2 даны. Значение k для газовой смеси определим по соотношению:

$$k_{\text{см}} = k_6 \cdot A + k_{CO_2} \cdot B + k_{O_2} \cdot C + k_{N_2} \cdot D.$$

A, B, C, D — мол. или объемные % соответствующих компонентов в смеси, подвергающейся сжатию.

6. Бензол улавливается из сушильных газов в абсорбционной турме высококипящим минеральным маслом. В пределах концентраций, с кото-

рыми приходится иметь дело на установке, применим закон Рауля, при чем средний молекулярный вес масла надо приравнять 220.

Дезорбция бензола из масла идет перегретым паром при 149°. Температура в башне поддерживается во всем ее объеме постоянной. Богатое бензолом масло входит в турму с 3% бензола по весу и подогревается до 149°. Вакуум 560 мм рт. ст.

При этой температуре, т. е. при 149°, упругость чистого бензола 4400 мм рт. ст. В конденсаторе поддерживается температура 33°. При этой температуре упругость пара бензола 138 мм рт. ст., а воды 36 мм рт. ст.

Решить для указанных условий следующие вопросы:

а) Найти теоретически необходимое количество пара, достаточное для полного (теоретически возможного) удаления бензола из масла при дистилляции, предполагая, что высота башни обеспечивает достижение равновесия между паром и маслом.

б) При условии полного насыщения пара бензолом, каков будет минимальный % бензола в уходящем масле? Какому % выхода это будет соответствовать? Каков при этом удельный расход пара?

в) Предположить, что пара в колонну подается столько, что молекулярное соотношение бензола и пара на вершине колонны равно 0,28. Колонна по своей высоте обеспечивает равновесие внизу колонны. Определить удельный расход пара в этих условиях.

г) В конденсаторе температура паров доводится до 20°. Упругость паров бензола при этом равна 67 мм, а воды 18,8 мм. Определить расход пара для случая а) на 1 кг полученного бензола.

Решение

а) Минимальное соотношение пара к маслу

$$\frac{G}{L} = \frac{P}{P_r},$$

г. е.

$$\frac{L}{G} = \frac{760 - 560}{4400} = \frac{200}{4400} = 0,0455 \text{ мол. пара/мол. масла.}$$

б) Отходящее масло в равновесии с паром внизу колонны; тогда (см. стр. 408) $x \text{ внизу} = 0$. Если колонна работает с равновесием фаз вверху, то полная экстракция бензола из масла невозможна, и концентрация бензола в уходящем масле вычисляется по уравнению (стр. 408).

$$x = x_0 - y_0 \left(\frac{[P - (P - P)x_0]^2}{P\Pi} \right),$$

В случае полного удаления бензола из масла концентрация бензола вверху колонны достигнет

$$100 \cdot \frac{0,28}{2 + 0,28} = 22\%$$

7. Масло подвергается дезорбции из минерального масла перегретым паром 5 атм. под вакуумом 560 мм ртутн. ст. и при температуре 150°.

Масло содержит 1,5% по весу бензола, и пар удаляет 90% бензола. Минимальная движущая сила = 5% молекулярных (разность концентраций, выраженных в %).

Молекулярные веса пара, бензола и масла = 18, 78 и 220. Определить расход острого пара на 1 кг бензола, перешедшего в дистиллят.

Определяем уравнение рабочей линии

$$y = \frac{P_2}{\Pi} x = \frac{4400}{760 - 560} \cdot x = 22x$$

$$y = 22x$$

Устанавливаем теперь положение рабочей линии, пользуясь данными задачи.

Концентрация бензола в парах внизу башки

$$y_n = 0.$$

Концентрация бензола в масле вверху колонны

$$x_v = \frac{1,5 \cdot 220 \cdot 100}{(100 - 1,5) \cdot 78} = 4,3 \text{ молекул}$$

$$x_n = 0,1 \quad x_v = 0,43\% \text{ молекул.}$$

y_v определяем из уравнения рабочей линии

$$y_v = 22 \cdot 4,3 - 5 = 89,6\% \text{ мол.}$$

Расход пара

$$\frac{G}{L} = \frac{x_v - x_n}{y_v - y_n} = \frac{4,3 - 0,43}{89,6 - 0} = 0,0432 \text{ мол. пара/мол. масла}$$

или

$$\frac{0,0432 \cdot 18 \cdot 98,5}{78 \cdot 1,5} = 0,66 \text{ кг пара/кг бензола}$$

8. Хлопок свободно помещается в стальную герметическую камеру, эвакуированную до 20 мм рт. ст. Хлопок имеет температуру 24°, и в нем 47,2% влаги (считая на мокрый товар), удельный вес загруженного сухого хлопка 12,4 кг/м³.

Давление 760 мм, удельный вес хлопка 1,48. Теплосодержание загруженного хлопка таково, что температура не изменяется заметно во время выпаривания. Подсчитать конечное влагосодержание товара (хлопка).

Данные

Хлопок при 24°, содержащий 5,7% влаги, находится в равновесии с паром 8,3 мм рт. ст.; хлопок, содержащий 2,00% (считая на сухой хлопок), находится в равновесии с паром 1,65 мм рт. ст.

Применяем уравнение Freundlich'a; определяем его константы по заданным условиям

$$5,7 = a \cdot 8,3^{\frac{1}{n}}$$

$$2 = a \cdot 1,65^{\frac{1}{n}};$$

откуда определяем

$$a = 0,764; \quad \frac{1}{n} = 0,56.$$

Хлопок будет находиться в равновесии с паром 20 мм. Следовательно, конечная влажность по сухому товару

$$x = 0,764 \cdot 20^{0,56},$$

откуда

$$x = 15,3\%$$

или по отношению к влажному

$$x = 15,3(1 - 0,153) = 13\%$$

ОГЛАВЛЕНИЕ III ВЫПУСКА

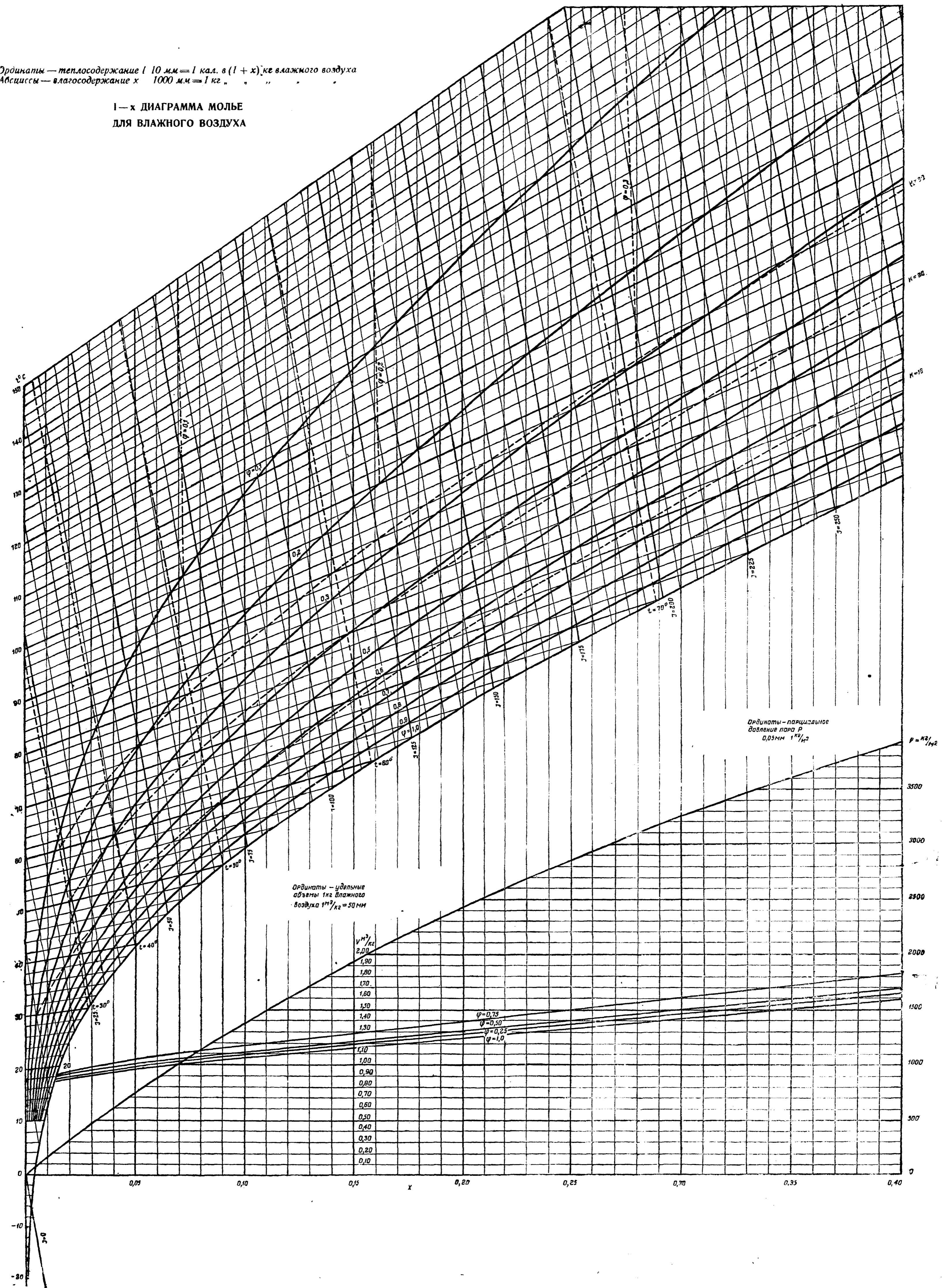
	стр.
Глава XVII — Дробление и измельчение	423
. XVIII — Механическое разделение	449
. XIX — Фильтрование	472
. XX — Кристаллизация	499
. XXI — Транспортирование и взвешивание	517
Приложение — Задачи	548

Поступило к печати с матриц 4 января 1935 г.
Формат бумаги 72×110.
Количество бум. листов 5 $\frac{1}{8}$ + 1 вкл.
Авторских листов 14.
Количество печ. зн. в 1 бум. листе 118000.

Ответственный редактор М. К. Мельникова.
Технический редактор Б. П. Спиро.
Заказ № 1749.
Тираж 5000 экз.
Леноблгорлит № 33039.

Ординаты — теплосодержание l 10 мм = 1 кал. в $(1+x)$ кг влажного воздуха
 Абсциссы — влагосодержание x 1000 мм = 1 кг „ „ „ „

1-x ДИАГРАММА МОЛЬЕ
 ДЛЯ ВЛАЖНОГО ВОЗДУХА



Ординаты — удельные
 объемы 1 кг влажного
 воздуха v $\text{м}^3/\text{кг}$ $p_2 = 50 \text{ мм}$

Ординаты — парциальное
 давление пара p
 $0,05 \text{ мм}$ $\text{мм}^2/\text{мм}^2$

23к
ЦЕНА 2 р. 25 к.

X 17, 5, 2

Книга представляет учебно-справочное пособие для студентов химических ВТУЗов и инженеров-химиков. Третий выпуск содержит следующие разделы: дробление, транспортирование, взвешивание, фильтрация и кристаллизация.

Книга содержит обширный материал, даваемый авторами на основе практического опыта, и снабжена большим количеством задач.