Министерство сельского хозяйства Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования
«Саратовский государственный аграрный университет имени Н. И. Вавилова»

Оборудование для переработки продукции растениеводства: Оборудование для переработки зерновых, зернобобовых, масличных и плодоовощных культур

краткий курс лекций

для студентов 3- 4 курсов
очного и заочного обучения

Направление подготовки
35.03.07 – «Технология производства и переработки сельскохозяйственной продукции»

Профиль подготовки

Технологии пищевых производств в АПК

Саратов 2018

УДК 664.61
ББК 36.83

Рецензенты:

Заведующий кафедрой «Процессы и сельскохозяйственные машины в АПК», доктор технических наук, профессор ФГБОУ ВПО «Саратовский ГАУ»
Е.Е. Демин

Оборудование для переработки продукции растениеводства: Оборудование для переработки зерновых, зернобобовых, масличных и плодоовощных культур: краткий курс лекций для студентов 3-4 курсов направления подготовки 35.03.07 – «Технология производства и переработки сельскохозяйственной продукции» / Сост.: М.С. Марадудин // ФГБОУ ВО «Саратовский ГАУ». – Саратов, 2018. – 112 с.

Краткий курс лекций по дисциплине «Оборудование для переработки зерновых, зернобобовых, масличных и плодоовощных культур» составлен в соответствие с рабочей программой дисциплины и предназначен для студентов направления подготовки 35.03.07 – «Технология производства и переработки сельскохозяйственной продукции». Краткий курс лекций содержит теоретический материал по основным вопросам механизации хранения и переработки продукции растениеводства, применяемого для производства муки, крупы и растительного масла. Курс лекций направлен на формирование у студентов знаний и навыков рациональной эксплуатации современного высокопроизводительного оборудования, в том числе оснащенного автоматическими системами управления.

УДК 664.61
ББК 36.83

© Марадудин М.С., 2018
© ФГБОУ ВО «Саратовский ГАУ», 2018

Введение.

В современных условиях развития перерабатывающих отраслей АПК основной задачей является безотходная переработка всей сельскохозяйственной продукции, включая продукцию растениеводства, при повышенном качестве конечной продукции. Решение данной задачи возможно только путем использования современного высокопроизводительного технологического оборудования, рациональная эксплуатация которого предъявляет повышенные требования к инженерно-техническим службам перерабатывающих предприятий.

В процессе подготовки исходного растительного сырья к переработке, а также в процессе непосредственной переработки используется разнообразное технологическое оборудование, рабочие органы которого выполняют совершенно различные по своей физико-механической природе технологические операции. В тоже время, каждая предыдущая операция создает необходимые условия для эффективного протекания последующих. Следовательно, количество и качество конечной продукции напрямую зависит от того, насколько правильно подобраны конструктивные параметры оборудования, выбраны его технологические режимы и тщательно проведены регулировки рабочих органов. Это можно сделать только на основе глубоких знаний теории и методов расчета рабочих органов

Краткий курс лекций по дисциплине «Технологическое оборудование для хранения и переработки продукции растениеводства» предназначен для студентов по направлению подготовки 110800.62 – «Агроинженерия». В нем изложены основы теории рабочих органов технологического оборудования на основании систематизации основных процессов подготовки и переработки продукции растениеводства. Курс нацелен на формирование ключевых компетенций, необходимых для эффективного решения профессиональных задач и организации профессиональной деятельности.

Лекция №1

Вводная лекция

Современные формы организации производства в АПК. Классификация технологического оборудования по функциональному и отраслевому признакам. Основные требования к технологическому оборудованию предприятий различной мощности.

1.1. История развития зерноперерабатывающей промышленности. Основные направления модернизации и развития в технологии и оборудовании зерноперерабатывающих производств.

Мукомольная, крупяная промышленность обеспечивает производство основных продуктов питания людей – муки и крупы, содержащие в своём составе важнейшие для человека питательные вещества.

Развитие мукомольных машин важнейшим звеном в развитии техники в целом. Это легко объяснимо. Ведь первой и основной потребностью человека, как и всякого живого организма, является питание для поддержания жизни. Хлеб уже со времен осёдлости служит частью пищи человека, поэтому технология и технологическое оборудование для переработки зерна в муку всегда играли и играют большую роль в развитии производительных сил общества. Развитие техники данного производства сопровождалось многими выдающимися открытиями в области механики, которые в свою очередь способствовали изобретению большого числа разнообразных машин. С появлением мельниц возникла и технология мукомольного производства.

Трудно точно определить, когда человек стал применять в пищу зёрна хлебных растений. Историки и археологи считают, что первые шаги по использованию зерна связаны с появлением огня в жизни человека. Человек начал поджаривать зёрна, готовить похлёбку и кашу, а затем уже и хлеб. Известно, что до освоения организованного посева люди собирали зёрна дикорастущих злаков и умели размалывать их примитивными способами.

Первыми типами орудий для измельчения зерна были, несомненно орудия ударного действия – ступа и пест. Это и понятно, так как человек в борьбе с природой в первую очередь познал силу удара. Нужен был долгий период, прежде чем человек научился дробить зерно более эффективным способом – растиранием между двумя камнями путём возвратно-поступательного движения одного камня подругому.

Следующим весьма важным этапом развития явился период использования зернотёрок уже не с прямолинейным, а с вращательным движением верхнего камня. Этим было положено начало существованию жернового постава, который в видоизменённом виде сохранился до наших дней. Такой жернов приводили в движение руками. Дальнейшее совершенствование жернового постава шло в направлении увеличения его размеров, и, следовательно, производительности, а также применения двигательной силы. Для этого использовали энергию различных животных (лошадей, волов, верблюдов). Применение воды и ветра в качестве двигательной силы относится к нашей эре.

Ветряные мельницы, по-видимому, были впервые применены на Востоке около 3000 лет назад. В Европе ветряные мельницы появились в X в. Высокое искусство обработки камня, получившее распространение в XI-XIII в.в. обусловило широкую возможность применения жернова в качестве измельчающей машины. Параллельно с усовершенствованием конструкции жерновов улучшился и сам процесс производства муки. Зерно перед размолом начали очищать от примесей, а влажное зерно по возможности сушить. Для отсева лучшей муки применять волосяные сита.

Изобретение паровой машины открыло широкие возможности совершенствования технологического процесса помола, так как значительная мощность паровых установок позволила развивать оборудование мельниц путём совершенствования измельчающих машин и создания новых конструкций для помола.

Первые попытки создать новую, отличную по принципу действия от жернова измельчающую машину были сделаны в 1822 г. механиком Миллером. Им создана машина со стальными измельчающими вальцами – вальцовый станок.

В 1834г. швейцарский инженер Зульцбергер успешно усовершенствовал конструкцию вальцового станка. Он предложил применять чугунные вальцы и внёс другие изменения в конструкцию. Именно с этого времени вальцовый станок начинает вытеснять жернова.

Вехами на историческом пути развития мукомольного производства стало изобретение круповейки (1807г.), триера (1845г.), рассева (1887г.). В конце XIX в. появились новые конструкции сепараторов, щёточных машин и т.д.

Паровая машина и вальцовый станок стимулировали промышленное развитие мукомольного производства. Внедрение парового двигателя сыграло выдающуюся роль в развитии мельниц на новой техническое основе. В России первая паровая мельница была построена в 1882г. в европейской части России насчитывалось более 800 паровых мельниц.

Развитие промышленности, связанное с ростом городов, вызвало усиленный спрос на сортовую белую муку. Новые мукомольные заводы стали строить с непрерывным процессом производства, при котором промежуточные продукты распределялись по машинам не вручную, а самотёком с использованием в качестве внутризаводского транспорта шнеков и норий. Это явилось шагом вперёд, улучшило построение технологического процесса и условия труда рабочих.

Важно отметить, что необходимость совершенствования мельничного дела, по мере развития человеческого общества, постоянно привлекало внимание учёных и практических работников, а работы отечественных учёных стоят в одном ряду с работами исследователей.

Так, М.В. Ломоносов, изучая работу шестерён, обосновал роль трения при работе машины. Ему же принадлежит классическое исследование в области гидравлики, основанное на анализе работы водяных двигателей на мельницах. Д.И. Менделеев в своей «Технологии», опубликованной в 1862г. значительное место отвёл мукомольному производству.

В 1876 г. проф. П.А.Афанасьев опубликовал «Курс мукомольных мельниц», а в 1894 г. вышел «Курс по мукомольному производству» проф. К.А. Зворыкина. В 1912 г. было издано «Мукомольное производство» проф. П.А.Козьмина, которое до 1938 г. выдержало несколько публикаций и вплоть до 1950 г. было основным учебным пособием для вузов и техникумов.

Современная технология муки, крупы и комбикормов это результат коллективного творчества специалистов на протяжении 150-170 лет. Основные принципы ведения технологического процесса были заложены в конце XIX в начале XX вв. В советское время эти принципы получили особое развитие, что связано с трудами таких учёных, как П.А. Козьмин; Я.Н. Куприц, В.Л. Кретович, Н.П. Козьмина, Е.П. Козьмина, Е.Д. Казаков, В.Я. Гиршсон, А.М. Дзядзио, А.С. Данилин, П.П. Тарутин, Б.М. Максимчук. В области оборудования особенно интересные работы в последние годы связаны с именами А.Я. Соколова, В.В. Гортинского, Г.А. Егорова, В.А. Бутковского, Е.М. Мельникова, В.Ф. Журавлёва.

Можно выделить 4 периода, начиная с 1917 года, в течении которых в стране происходили качественные преобразования мукомольного, крупяного и комбикормового производства.

Первый продолжился с 1919 до 29-30гг. Основным содержанием явилось решение организационных вопросов.

В результате империалистической и гражданской войн и связанной с ними разрухой народного хозяйства большинство мукомольных заводов было разрушено: переработка зерна в 1917 году составляла 20% от уровня 1913 года.

При этом только 2% мукомольных заводов было оснащено вальцовыми станками, в основном зерно размалывалось жерновами.

Национализация крупных мукомольных и крупяных заводов создала условия для централизованного контроля над производством и совершенствования технологии. В течение 1921-1925 гг. на мукомольных заводах широко внедряют лабораторный анализ зерна и готовой продукции. В 1922 г. установлены органолептические показатели качества зерна: по влажности, по содержанию сорной примеси и натуре (объёмной массе). В 1923г. для оценки качества муки стали использовать зольность, содержание сырой клейковины, а также пробные выпечки хлеба. В 1924-1925 гг. разработаны и приняты стандарты на муку ржаную и пшеничную хлебопекарную. Эти мероприятия позволили наладить систематический контроль технологического процесса помола зерна.

Второй период продолжался с 1929-30 гг. по 1940-45 гг.

После восстановления материальной базы и создания новых отраслей зерноперерабатывающей промышленности основное внимание было уделено совершенствованию технологического процесса.

По рекомендации учёных на мукомольных заводах была сокращена продолжительность чрезмерного развитого тех. процесса. Вальцовые станки в течении 1934-38 гг. были переведены на повышение скорости (с 3,0-3,5 до 5-6 м/с). Это не только увеличило их производительность, но и изменило характер измельчения зерна. В 1933-34 гг. был введён расчёт выходов готовой продукции в зависимости от качества поступаемого зерна. Были установлены единые нормы удельных нагрузок на основное технологическое оборудование.

Дальнейшее развитие получили научные исследования в области гидротермической обработки зерна (кондиционирования), измельчения, сортирования и обогащения промежуточных продуктов.

Усилился контроль над технологическим процессом помола, в 1938-40 гг. стали широко применять снятие и анализ балансов помола.

В 1940 г. приняты Временные правила организации и ведения технологического процесса на мельницах Главмуки. Эти правила регламентировали:

- нормы удельных нагрузок на основное технологическое оборудование
- нормы выхода и качества муки
- режимы ведения производственного процесса помола
- схемы технологического процесса подготовки и размола зерна в муку.

К 1940 г. зерноперерабатывающие предприятия были оснащены новым отечественным оборудованием, более 50%: заводов электрифицированы, начато внедрение индивидуального электропривода машин.

Третий период с 1940-41 по 1965-70гг.

Первые десять лет этого периода были тяжёлыми в связи с войной и необходимостью восстановления работ.

В течении ВОВ было разрушено 56% мукомольных заводов (в том числе 60% всех сортовых), а также 60% комбикормовых и более 50% крупяных заводов.

Интенсивность научных исследований и практических разработок в области мукомольной, крупяной и комбикормовой промышленности заметно повысилась с 1950 г. Широко начали внедрять внутрицеховой пневмотранспорт и индивидуальный электропривод машин. Продолжены исследования в области теоретических основ процессов подготовки зерна к помолу и, его переработки, изучению подверглись разнообразные свойства зерна и основных компонентов.

Переход от обычного механического транспорта к пневматическому обусловил не только метод перемещения продуктов, но и внутренне устройство предприятий. Исчезли громоздкие нории и шнеки, технологические цехи стали более просторными, удобными для обслуживания машин. Но применение пневмотранспорта оказало влияние на некоторые этапы технологического процесса, повлекло за собой необходимость создания новых конструкций зерноочистительных машин, смесеобразователей и т.д.

В конце третьего этапа на зерноперерабатывающих предприятиях начато осуществление управления всем технологическим процессом или же отдельными этапами с центрального пульта. На таких предприятиях обеспечивалась автоматическая стабилизация всех этапов технологического процесса. [Технолог обеспечивался всеми средствами управления технологическими свойствами сырья в процессе подготовки с тем, чтобы обеспечить мах эффективность его переработки].

На четвёртом этапе, который начался с 1970г. было продолжено решение задачи полной автоматизации технологического процесса.

Основная задача зерноперерабатывающей промышленности в настоящее время формулируется как дальнейшее совершенствование технологии, разработка новых машин, внедрение систем контроля и управления (АСУТП, АСУК), дальнейшее развитие исследований технологических свойств зерна, различных компонентов комбикормов, а также их физико-химических, биохимических, структурно-механических и других свойств. Важное значение имеет также совершенствование процесса подготовки зерна к переработке, в особенности гидротермической обработки, изменяющей его технологические свойства до оптимального уровня.

1.2. Назначение, структура и классификация оборудования предприятий для хранения и переработки зерна.

Особенностью предприятий по переработке зерна является непрерывность и поточность технологического процесса. Машинно-аппаратурные схемы этих предприятий включают оборудование как непрерывного, так и порционного действия. Непрерывность технологического процесса при использовании в линии оборудования порционного действия обеспечивается наличием промежуточных бункеров накопителей – силосов.

Все оборудование, используемое на предприятиях по переработке зерна можно разделить на четыре группы: машины-двигатели, оборудование для транспортирования сырья, полуфабрикатов и готовой продукции, вентиляционные и другое вспомогательное оборудование и технологическое оборудование.

Машины-двигатели преобразовывают электрическую энергию в механическую и обеспечивают заданную частоту вращения и требуемые усилия на входных валах других групп машин.

Оборудование для транспортирования сырья полуфабрикатов и готовой продукции, обеспечивает их перемещение вдоль технологической линии, связывая отдельные машины и аппараты в единую непрерывную поточно-технологическую линию (ПТЛ).

Вентиляционные и другое вспомогательное оборудование обеспечивает необходимые условия для выполнения технологических операций, контроль и регулировку их параметров, взрывобезопасность, очистку воздуха, и воды используемых в машинах и аппаратах, создание комфортных условий для обслуживающего персонала.

Технологическое оборудование предназначено для выполнения отдельных операций технологического процесса переработки зерна в готовую продукцию.

Технологическое оборудование классифицируют по следующим общим признакам:

- способу воздействия на обрабатываемый продукт;
- структуре рабочего цикла;
- степени механизации и автоматизации;
- принципу сочетания в производственном потоке;
- функциональному назначению.

По способу воздействия на обрабатываемый продукт технологическое оборудование подразделяется на машины и аппараты.

Аппаратами называют оборудование, предназначенное для изменения физических, биохимических свойств обрабатываемого продукта или его агрегатного состояния, т.е. в аппаратах изменяется качество продукта посредством теплового, физико-химического, биохимического, электрического или др. воздействия. Для аппаратов характерно наличие ограниченного рабочего объёма (рабочей камеры), обычно изолированного от окружающей среды (например- кондиционеры, используемые для термической обработки зерна).

В аппаратах, как правило, отсутствуют подвижные рабочие органы, непосредственно воздействующие на продукт и изменяющие его физические свойства. Присутствующие в отдельных аппаратах подвижные рабочие органы обычно выполняют вспомогательные функции, связанные с интенсификацией процесса обработки продукта (например, перемешивание, перемещение продукта и т.д.) не влияющие на качество продукта.

В отличие от аппаратов в машинах продукт обрабатывается специальными устройствами – рабочими органами, которые непосредственно воздействуют на продукт, изменяя его форму, размеры, положение в пространстве или механические характеристики. Большинство операций технологического процесса на зерноперерабатывающих предприятиях осуществляют машины (измельчение, разделение продукта на фракции и т.д.)

По структуре рабочего цикла различают машины периодического действия и непрерывного действия.

В машинах периодического действия, обрабатываемый продукт подвергается воздействию в течение определенного периода времени, затем готовый продукт выводится из машины.После этого процесс возобновляется, повторяясь циклически. Режим работы рабочих органов таких машин за время цикла непрерывно изменяется

В машинах непрерывного действия существует установившейся во времени рабочий процесс, при этом загрузка исходного продукта, обработка и выгрузка готовой продукции проводятся одновременно. Рабочие органы таких машин работают в стабильных условиях.

По степени механизации и автоматизации операций различают машины:

- неавтоматического действия;
- полуавтоматические;
- автоматические.

В машинах неавтоматического действия вспомогательные операции (загрузка, выгрузка, перемещение, контроль) и некоторые технологические операции выполняются при непосредственном воздействии человека на предмет труда. В таких машинах механизмы и орудия лишь облегчают труд человека, но не устраняют его.

В полуавтоматических машинах все основные технологические операции и процессы выполняются машиной, ручными остаются некоторые транспортные, контрольные и другие вспомогательные операции

В автоматических машинах технологические процессы, а также все вспомогательные операции, включая транспортные и контрольные, выполняются машиной.

Особенности машин полуавтоматов и автоматов – наличие, кроме обычных механизмов и устройств, специальных механизмов и устройств, обеспечивающих автоматическое действие машин.

По принципу сочетания в производственном потоке различают машины:

а) отдельные (частные);

б) агрегатные (комплексные);

в) комбинированные, объединённые в автоматическую систему.

Отдельная частная машина выполняет, как правило, одну операцию технологического процесса. Если машина имеет несколько рабочих органов, одновременно или последовательно выполняющие различные технологические операции, то такую машину называют агрегатной (комплексной).

Агрегатную машину, выполняющую определённый законченный цикл операций и процессов, называют комбинированной. Дальнейшее развитие комбинированных машин повлекло за собой создание автоматизированных линий с оборудованием, обеспечивающим переработку сырья в готовую продукцию.

По назначению (функциональному признаку) оборудование зерноперерабатывающих предприятий подразделяется на группы, объединяющиеся по принципиально одинаковому воздействию их на перерабатываемый продукт.

Техпроцесс на зерноперерабатывающих предприятиях состоит из трёх этапов: -

подготовка зерна к переработке;

- переработка зерна в готовую продукцию;
- фасовка и упаковка готовой продукции

Основное назначение машин первой группы – очистить зерновую массу основной культуры от примесей и обеспечить её необходимые, физические параметры для оптимальных условий ведения технологического процесса. Это зерноочистительное оборудование используют почти на всех зерноперерабатывающих предприятиях.

Машины и аппараты второй группы предназначены для переработки зерна в готовую продукцию. Некоторые из этих машин используют на всех зерноперерабатывающих предприятиях, применение других зависит от специфики предприятий.

Важным звеном в технологическом процессе являются весовой учёт сырья и готовой продукции, её фасовка и упаковка.

1.3. Структура машин и аппаратов. Функциональное назначение их отдельных элементов

Структурная схема технологической машины

Современная технологическая машина состоит главным образом из питающих устройств (3), исполнительных механизмов с рабочими органами (4), приводного (двигательного) механизма, а также устройств управления, регулирования и блокировки.

Двигательный механизм служит для преобразование энергии и передачи движения и усилий необходимых для производства операций технологического процесса от машины-двигателя на входной вал рабочей машины.

Передаточный механизм обеспечивает заданные кинематические и силовые параметры ведущих звеньев исполнительных, питающих и других механизмов. В качестве передаточных механизмов используют шестерёнчатые, червячные, цепные и ременные передачи.

Питающее устройство предназначено для непрерывной или периодической подачи исходного продукта или сырья в машину. Одновременно это устройство может обеспечивать количественное дозирование по массе (весу) или объёму, подаваемого исходного продукта или сырья в зависимости от требований технологического процесса.

Рабочие органы – это части машины, непосредственно воздействующие на обрабатываемый продукт (исходный, промежуточный или конечный) согласно заданному технологическому процессу. В сложных машинах технологический процесс осуществляется несколькими рабочими органами. В зависимости от условий проведения процесса различают механизмы с непрерывным и прерывным режимом работы. У первых рабочие органы находятся в непрерывном контакте с обрабатываемым продуктом в течении всего цикла движения механизма. У механизмов прерывной работы, рабочие органы которых находятся в контакте с обрабатываемым продуктом лишь в течение части цикла движения механизма (рабочее перемещение), остальное время рабочие органы такого механизма находятся в неподвижном положении (холостое перемещение).

Кроме перечисленных механизмов машины снабжают рядом устройств для регулирования и настройки машины, управления, пуска, остановки, контроля, защиты и блокировки.

Устройство защиты и блокировки должны предотвращать неправильные и несвоевременные включения или отключения отдельных частей и механизмов, предохраняя их от разрушения при аварии сопряжённых механизмов или машин.

По типу структурной схемы существуют три типа машин:

- простые, имеющие ручное управление;

- многооперационные автоматические машины, где функции управления переданы машинным операторам (программные контакты или механические устройства);

- машины с автоматическим управлением.

Все операции выполняются автоматически в соответствии с заданной программой, при этом система обработки связи позволяет получать информацию о выполненной работе, сравнивать с заданной программой и автоматически корректировать тех. процесс.

Порядок действия машины по времени называется циклом машины. Графическое изображение цикла работы есть циклограмма. Существует три вида циклограмм:

- круговая;
- линейная;
- прямоугольная.

Циклограмма необходима для анализа рабочего процесса машины и настройки машины на нужные режимы работы. Эффективность работы машины оценивается её производительностью. Различают производительность:

- теоретическую;
- действительную (фактическую);
- технологическую.

Под производительностью машины понимают объём работы установленного количества в определённых числах величин (площади, массы продукции, пути и т.д.), или в условных единицах, выполняемой машиной в единицу времени (секунда, минута, час, смена, сутки, год).

Теоретическая производительность – это производительность машины, определяемая количеством продукции, которую могла бы выпустить машина в единицу времени при безостановочной работе.

Действительная производительность – это производительность машины, определяемая реальным количеством продукции, которую выдаёт машины в среднем в единицу времени.

Технологическая производительность – количество продукции, выпущенного машиной, не имеющей внутрицикловых потерь времени на холостые ходы.

Технологическая и теоретическая производительность для машин непрерывного действия.

Для циклических машин – действительная производительность, которая определяется как отношение количества рабочих циклов к длительности смены.

Для машин непрерывного действия действительная производительность – это количество произведённой продукции за смену.

Длительность смены [T_c] включает в себя продолжительность работы машины [$T_м$] плюс время простоя [$T_{прост}$].

Время работы машины [$T_м$] определяется как количество рабочих циклов (n) перемноженное на время одного цикла [$T_р$]. Тогда

$$Q_g = \frac{n}{T_c},$$

где Q_g – производительность машины, n – количество циклов.

$$Q_g = \frac{n}{T_c} = \frac{n}{T_m + T_{прост}} = \frac{n}{nT_p + T_{прост}} = \frac{1}{T_p + t_{отн.время.прост}},$$

где T_c – время одной смены,$T_р$ – время одного цикла, $T_м$ – время работы машины,
$t_{отн}$ – относительное время простоев.

Теоретическая производительность, $Q_т$:

$$Q_t = \frac{n}{T_c} = \frac{n}{T_m} = \frac{n}{nT_p} = \frac{1}{T_p},$$

где η - коэффициент использования машины.

$$\eta = \frac{\left(\frac{Q_g}{Q_t} = \frac{1}{T_p + t_{отн}}\right)}{\frac{1}{T_p}} = \frac{1}{1 + \frac{t_{отн}}{T_p}}$$

чем ближе к-т η к 1, тем выше эффективность использования машины

η' - коэффициент непрерывности обработки, есть отношение Q_t к Q-технологич.

$$\eta' = \frac{Q_t}{Q_{техн}} \Rightarrow \eta' = \frac{t_p'}{T_m},$$

где t_p' - время воздействия на продукт,T_m – время работы машины, время цикла.

Действительная производительность, Q_g:

$$Q_g = \eta \cdot Q_t = \eta \cdot \eta' \cdot Q_{техн}$$

$$Q_t = \eta' \cdot Q_{техн}$$

В паспорте машины указывается, как правило, либо теоретическая, либо практическая производительность.

1.4. Основные требования, предъявляемые к технологическому оборудованию для хлебоперерабатывающей промышленности.

Любое технологическое оборудование, как и оборудование зерноперерабатывающих предприятий, должно обеспечить качественное выполнение операций технологического процесса с наименьшими затратами энергии на единицу выпускаемой продукции при максимальной производительности. Кроме общих требований (прочность, жёсткость и вибрационная стойкость) предъявляемых к машинам, они должны ещё отвечать следующим требованиям:

1) возможность выполнения процессов прогрессивной технологии, т.е. при максимальной производительности машин и аппаратов необходимо технологически оптимальное воздействие на обрабатываемый продукт при минимальном техническом воздействии. Вследствие этого при создании новых машин необходимо при оптимальном режиме тех. процесса обеспечить соответствия скоростей и траекторий движения рабочих органов физико-механическими, химическими и биологическими свойствами исходных, промежуточных и конечных продуктов.

2) высокая технико-экономическая эффективность. Её повышение выражается в снижении затрат на единицу продукта, выработанного на указанных машинах и автоматах. Повышение технико-экономической эффективности обуславливают следующие параметры: отношение к производительности машин размера занимаемой площади, расхода энергии, воды, пара, стоимости изготовления, монтажа, ремонта и эксплуатации оборудования. Под занимаемой площадью понимают площадь, занятую самой машиной и необходимую площадь для технической эксплуатации.

3) высокая износостойкость рабочих органов и аппаратов, т.к. частицы износа рабочих органов делают продукт непригодным;

4) возможность привода машин непосредственно от индивидуального электродвигателя;

5) надёжная герметизация и аспирация машин для предотвращения создания взрывоопасной ситуации при увеличенной концентрации зерновой, крахмальной, сахарной, мучной пыли;

6) соответствие машин и аппаратов требованиям, изложенным в правилах охраны труда и обеспечения производственной санитарии. В частности, обтекаемость наружных сторон машин и аппаратов, облегчающих их обслуживание.

7) автоматизация контроля и регулирования рабочих процессов. В поточных, жёстко сблокированных линиях необходимо предусматривать автоблокировочного устройства, которые:

- не позволяют включать линию, если хотя бы одна из машин, входящих в неё не готова к пуску;
- останавливают любую машину при выключении одной из последующих машин;
- останавливают всю линию при прекращении подачи продукта или тары.

8) статическое или динамическое уравновешивание вращающихся деталей и поступательно движущихся масс машин;

Неточность в изготовлении или при сборке узлов и деталей влечёт за собой неуравновешенность распределения материала в объёме детали или узла.

Различают статическую и динамическую неуравновешенность. Статическая неуравновешенность возникает при смещении относительно геометрической оси его вращении главной центральной оси инерции тела с геометрической осью его вращения.

9) технологичность машин и аппаратов, т.е. соответствие конструкции требованиям оптимальных технологических процессов изготовления машин при заданных материалах на их изготовление. Показателями технологичности машин могут быть их общая трудоёмкость, материалоёмкость и масса.

Общая трудоёмкость изготовления машины включает трудоёмкость заготовительных операций, механической, термической и др. обработки, сборки и испытания машины. Снижение трудоёмкости напрямую зависит от унификации и нормализации деталей и узлов, применения стандартизированных деталей и узлов, применения стандартизированных деталей и изделий. Это позволяет при эксплуатации сократить номенклатуру необходимых запасных деталей и ремонтные расходы.

Материалоёмкость и масса машины определяют расход материалов, следовательно, при конструировании машин необходимо стремиться к максимальной экономии материалов за счёт использования пустотелых профилей, применения материалов с повышенными механическими свойствами, упрочнения металлов, применения синтетических материалов и т.д.

10) техническое совершенство и надёжность машин и аппаратов. Количественной характеристикой технического совершенства является срок в течение которого оборудование по своим показателям соответствует современным требованиям и уровню техники:

- надёжность – свойство машины (прибора, аппарата, системы) выполнять свои функции, сохраняя эксплуатационные показатели в заданных пределах в течение требуемого промежутка времени или требуемой наработки. Количественно надёжность оценивают произведением вероятности безотказной работы в течение заданного времени на коэффициент оптимального технического использования машины. Надёжность машины обуславливается её безотказностью, долговечностью, ремонтопригодностью и сохраняемостью.

- работоспособность – состояние машины, при котором она способна выполнять заданные функции с параметрами, установленными требованиями технической документации;

- отказ – событие, заключающееся в нарушении работоспособности по тем или иным причинам. К причинам отказов относят:

- конструктивные дефекты;
- технологические дефекты, снижающие надёжность части изделия;
- эксплуатационным дефекты;
- износ и старение, вызывающие необратимые изменения в виде нарушения координации и взаимодействия сопряжённых деталей, снижения их прочности и возникновения усталостных разрушений.

- безотказность – свойство машины сохранять работоспособность в течение некоторой наработки без вынужденных простоев;

- наработка – продолжительность или объём работы машины, измеряемый в часах (мин, сек), циклах, кубометрах или в других единицах;

- долговечность – свойство машины сохранять работоспособность до предельного состояния с необходимыми перерывами для механического обслуживания и ремонтов. Предельное состояние машины определяется невозможностью её дальнейшей эксплуатации, что связано со снижением эффективности или требованиями безопасности и оговаривается технической документацией.

Показателями долговечности являются ресурс и срок службы.

- ресурс – наработка машины до предельного состояния, оговоренного в технической документации.

- срок службы – календарная продолжительность эксплуатации машины до момента возникновения предельного состояния, оговорённого в технической документации.

- ремонтопригодность – свойство машины, заключающееся в её приспособленности к предотвращению обнаружению и устранению отказов и неисправностей путём проведения технического обслуживания и ремонтов;

- неисправность – состояние машины, при котором она не соответствует хотя бы одному из требований технической документации;

- сохраняемость – свойство машины сохранять обусловленные эксплуатационные показатели после срока хранения и транспортирования установленного в технической документации.

Коэффициент технического использования – отношение наработки машины в единицах времени за некоторый период эксплуатации к сумме этой наработки и времени всех простоев, вызванных тех. обслуживанием и ремонтами за тот же период эксплуатации.

Вопросы для самоконтроля

1. Основные этапы развития зерноперерабатывающей промышленности.
2. Принципы классификации технологического оборудования.
3. Понятие машины и аппарата.
4. Классификация оборудования по принципу сочетания в производственном процессе.

5. Классификация оборудования по функциональному назначению.
6. Классификация оборудования по степени механизации и автоматизации.
7. Структура технологической машины.
8. Теоретическая и действительная производительность.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Основная

1. Байкин С.В., Курочкин А.А., Шабурова Г.В., Афанасьев А.С. Технологическое оборудование для переработки продукции растениеводства/ Под редакцией А.А. Курочкина - М.: КолосС, 2007.- 445 с.
2. Технологическое оборудование предприятий отрасли (зерноперерабатывающие предприятия): учебник / Л.А. Глебов, А.Б. Демский, В.Ф. Веденьев, М.М. Темиров, Ю.М, Огурцов. М.: ДеЛи принт, 2006.- 816с.
3. Демский А.Б., Веденьев Ф.Ф. Оборудование для производства муки, крупы и комбикормов. Справочник.- М.: ДеЛи принт, 2005.- 760с.

Лекция № 2

Машины для выделения примесей, отличающихся от основной культуры аэродинамическими свойствами

Основы процессов сепарирования. Делимость смеси. Технологическая эффективность сепарирования зерна. Назначение и область применения воздушных сепараторов. Аэродинамические свойства воздушного потока. Основы теории воздушного сепарирования сыпучих материалов. Теория центробежного вентилятора. Воздушные сепараторы с разомкнутым и замкнутым циклом движения воздуха.

1. Сущность и задачи сепарирования.

Поступающее на перерабатывающие предприятия зерно содержит известное количество примесей посторонних частиц: семена сорных растений, части стеблей, части колосьев, семена других культур, песок и др. минеральные примеси.

Для переработки зерна эти посторонние включения должны быть удалены, что и является первой задачей сепарирования смеси. Вторая задача сепарирования связана с фракционированием партии зерна по размерам (крупности).

Сепарирование представляет собой процесс разделения исходной смеси на составляющие ее компоненты, более однородные по разделяемому признаку. В соответствии с этим любая машина, в которой осуществляется разделение продукта по одному или более признакам, называется сепаратор.

Общая закономерность процесса разделения заключается в том, что независимо от принципа работы простого сепаратора исходная смесь в результате сепарирования разделяется на две фракции.

В общем случае число получаемых фракций определяется по формуле

$Ф = N + 1$

Где N – число простых сепараторов.

Сыпучие смеси можно сепарировать при следующих обязательных требованиях:

а) исходная смесь должна состоять из компонентов, отделимых друг от друга в данном сепараторе;

б) смесь в сепараторе должна разрыхляться при своём движении настолько, чтобы внутри её образовывались полости (поры) достаточных размеров для прохождения отделимых частиц из внутренних слоёв в периферийный слой смеси, граничащий с поверхностью разделения (ситом, триерной поверхностью и т.д.)

в) извлечённые на поверхность смеси частицы должны быть отделены от потока, а получаемые в результате разделения фракции должны непрерывно удаляться.

Цели и способы сепарирования продукта на хлебоприемных и зерноперерабатывающих предприятиях весьма разнообразны.

Основные цели следующие: [4]

-очистка зерновых смесей от примесей, ухудшающих условия хранения, транспортирования и переработки зерна или снижающих качество готовой продукции;

-сортирования зерна на фракции различного качества для переработки в продукты разного назначения;

-сортирования зерна на фракции для раздельной переработки в продукты одинакового назначения (калибрование гречихи и некоторых других крупяных культур для раздельного шелушения);

-извлечение готовых продуктов в процессе переработки (отбор продуктов на мукомольных заводах);

-сепарирования промежуточных продуктов в процессе переработки для их раздельной обработки на последующих операциях.

При выборе способа разделения зерновой смеси необходимо правильно определить геометрические различия физических свойств компонентов смеси. В первую очередь следует учитывать те признаки, которые обеспечивают наиболее полное разделение исходной смеси на фракции с заданным показателем качества

Для механических способов сепарирования сыпучих материалов используют следующие признаки частиц. [4]

а) длину – максимальный размер частицы;

б) ширину – максимальный размер наибольшего по площади сечения, нормального линии длины;

в) толщину – максимальный размер того же сечения;

г) форму, оцениваемую коэффициентом формы в виде отношения длины к толщине;

д) плотность – отношение массы частицы к ее объему;

е) упругость, оцениваемую коэффициентом восстановления нормальной скорости;

ж) трение о поверхность, оцениваемое коэффициентом сухого трения;

з) магнитную восприимчивость.

Для использования различия по этим признакам частиц смеси, при ее сепарировании на две и более фракции, применяют различные способы механического воздействия.

Механические воздействия в процессе сепарирования выполняют три функции: во-первых, они заставляют частицы с различными свойствами перемещаться в разные места рабочего пространства; во-вторых, они обеспечивают непрерывное поступление смеси в рабочее пространство; в-третьих, раздельно удаляют из рабочего пространства полученные фракции.

В литературе по вопросам сепарирования и сепарирующих машин для зерна и продуктов его переработки принято связывать способы сепарирования, сепарирующие машины и признаки различия частиц.[4,5] При определенной условности этой взаимосвязи она представляется полезной для предварительного выбора способа сепарирования и типа машины по заданным признакам различия (таблица 4.1).[4,5,6]

Выбор способа сепарирования в зависимости от основных признаков различия частиц разделяемых компонентов сыпучей смеси часто неоднозначен. На него влияют не только направленность действия сопутствующих признаков различия, но и ряд других факторов: место и значение данной операции сепарирования в общем, технологическом процессе предприятия, энергоемкость способов, требуемая производительность и т.д. [4]

1.2 Понятие о делимости смесей

Результаты исследований изменчивости различных признаков зёрен и сопутствующих примесей при массовом определении физико-механических свойств (геометрических размеров, парусности, плотности, массы и т.д.) позволяют выбрать делящие факторы (размеры отверстий сит, скорость воздушного потока и т.д.), т.е. признаки, которыми наиболее отличаются интересующие нас компоненты. Наличие делящих признаков и определяет делимость данной зерновой смеси.

Для исследования физико-механических свойств компонентов смесей применяют статистические методы, выражая результаты измерений в виде вариационных рядов или вариационных кривых, определяющих частоту того или иного признака. Делимость смеси может быть качественно определена, при статистической оценке необходимых для сепарирования характеристик, по наличию интервала на горизонтальной оси между вариационными кривыми компонентов этой смеси. Размер вариации какой-либо величины статистически оценивают выражением, где - среднеарифметическое значение данной величины, - среднее квадратическое отклонение её от среднего арифметического.

Исходя из этого, условие полной делимости может быть представлено следующим образом:

$$(M_2 - 3\sigma_2) - (M_1 + 3\sigma_1) = \Delta > 0 \quad (9)$$

или $(M_2 - 3\sigma_2) - (M_1 + 3\sigma_1) = \Delta > 0$

Условия неполной делимости:

$$(M_2 - 3\sigma_2) \le (M_1 + 3\sigma_1) \qquad (10)$$

или $(M_2 - 3\sigma_2) - (M_1 + 3\sigma_1) = \Delta < 0$

Задача сепарирования состоит в разделении исходной смеси на два или более компонентов.

Основные термины и понятия

Исходная смесь, или исходный материал (зерновая смесь) – то, что поступает на переработку и состоит из различных компонентов.

Компонент – составная часть исходной смеси, отличающая от других компонентов по качественным показателям (зерно и примеси, крупное и мелкое зерно основной культуры).

Фракции – части, на которые делят исходную смесь по каким-либо признакам. Фракция может состоять из одного или нескольких компонентов.

Выход фракции – количество материала, выходящего из сепаратора в данную фракцию, выраженную в долях от количества исходной смеси.

φ Чистота фракции – относительное содержание основного компонента в данной фракции в долях от выхода: $\varphi = \frac{(p-q)}{p} * 100, \%$

Степень извлечения: $$\eta = \frac{p \cdot \varphi}{a}$$

Проанализируем задачу для случая разделения смеси на два компонента.

Обозначим:

a_1 и a_2 – относительное содержание (%) первого и второго компонента в исходной зерновой смеси.

p_1 и p_2 – фактический выход первого и второго компонентов в результате сепарирования зерновой смеси.

q_1 и q_2 – конечное содержание частиц первого компонента в фактическом выходе второго компонента (т.е. во второй фракции) и второго компонента в фактическом выходе первого компонента

Тогда, **степень извлечения** любого компонента «η» в данную фракцию есть отношение произведения фактического выхода этого компонента на чистоту фракции к относительному содержанию этого компонента в исходной зерновой смеси, которое оценивается выражением:

$$\eta = \frac{p\varphi}{a}, \% \qquad (11)$$

где φ - чистота данной фракции.

Очевидно что $\varphi = \frac{(p-q)}{p} \cdot 100$, % (12)

При полностью разделимой смеси и оптимальных условиях сепарирования должно быть получено $\eta = 100\%$ и $\varphi = 100\%$, что соответствует полному извлечению компонентов в конечные фракции и абсолютному их разделению в результате сепарирования.

Однако на практике чистота полученных конечных фракций никогда не бывает совершенной (т.е. всегда $\varphi < 100\%$), да и масса полученных фракций не обязательно соответствует содержанию данного компонента в исходной смеси.

Это отвечает неравенству:

$$(p_2 - q_2) \le a_1 ; \ (p_2 - q_1) \le a_2 , \qquad (13)$$

или $q_1 > 0 ; \ q_2 > 0$

Таким образом, чем полнее выделены компоненты из исходной смеси в конечные фракции и чем выше их чистота φ, тем выше и технологическая эффективность процесса сепарирования. Количественно эта эффективность оценивается отношением достигнутого приращения чистоты данной фракции по сравнению с чистотой её в исходной смеси к тому приращению чистоты этой фракции, которое возможно получить в идеальном случае.

Сделаем вывод расчётных формул:

Исходная смесь состоит из двух компонентов a_1 и a_2, причём $a_1 + a_2 = Q$

Чистота этих двух компонентов в исходной смеси (до сепарирования)

$$\varphi_{10} = \frac{a_1}{Q} \cdot 100 \; ; \; \varphi_{20} = \frac{a_2}{Q} \cdot 100 \qquad (14)$$

В результате сепарирования получены две фракции p_1 и p_2, причём $p_1+p_2=Q$

В идеальном случае чистота каждого из фракций = 100%, на практике же в компоненте p_1 содержится некоторое количество q_2 второго компонента, а в компоненте p_2 некоторое количество q_1 первого.

Конечную чистоту фракций определяют по формуле:

$$\varphi_1 = \frac{p_1 - q_2}{p_1} \cdot 100\% ; \; \varphi_2 = \frac{p_2 - q_1}{p_2} \cdot 100\% \qquad (15)$$

При этом : $\varphi_1 > \varphi_{10}; \; \varphi_2 > \varphi_{20}$

Фактическое повышение чистоты в результате сепарирования составит для компонента:

первого

$$\Delta\varphi_1 = \varphi_1 - \varphi_{10} = \left(\frac{p_1 - q_2}{p_1} - \frac{a_1}{Q} \right) \cdot 100\%$$

второго (16)

$$\Delta\varphi_2 = \varphi_2 - \varphi_{20} = \left(\frac{p_2 - q_1}{p_2} - \frac{a_2}{Q} \right) \cdot 100\%$$

В идеальном случае $\varphi_1 = \varphi_2 = 100\%$. Следовательно, при оптимальных условиях сепарирования повышение чистоты компонентов в конечных фракциях по сравнению с чистотой их в исходной смеси должно быть для компонента

первого $\Delta\varphi_1' = \left(1 - \frac{a_1}{Q} \right) \cdot 100$

второго $\Delta\varphi_2' = \left(1 - \frac{a_2}{Q} \right) \cdot 100 \qquad (17)$

Следовательно, степень обогащения компонентов смеси при сепарировании, т.е. эффективность процесса сепарирования выразиться формулами:

для первого компонента

$$E_1 = \frac{\Delta\varphi_1}{\Delta\varphi_1'} \cdot 100 = \frac{\left(\frac{p_1 - q_2}{p_1} - \frac{a_1}{Q} \right)}{\left(1 - \frac{a_1}{Q} \right)} \cdot 100$$

для второго: (18)

$$E_1 = \frac{\Delta\varphi_1}{\Delta\varphi_1'} \cdot 100 = \frac{\left(\frac{p_1 - q_2}{p_1} - \frac{a_1}{Q} \right)}{\left(1 - \frac{a_1}{Q} \right)} \cdot 100$$

Формулы (18) позволяют рассчитывать эффективность выделения во фракции каждого из компонентов зерновой смеси при условии, что в процессе сепарирования смесь делится только на две фракции.

Суммарная технологическая эффективность процесса разделения зерновой смеси на две фракции в процессе сепарирования должна равняться средневзвешенной величине частных эффективностей для каждого из компонентов, т.е.

$$E = \frac{E_1 \frac{P_1}{Q} + E_2 \frac{P_2}{Q}}{\frac{P_1}{Q} + \frac{P_2}{Q}} \qquad (19)$$

т.к. знаменатель в этой формуле равен единице, то

$$E = (E_1 \frac{P_1}{Q} + E_2 \frac{P_2}{Q}) = \frac{E_1 P_1 + E_1 P_1}{Q} \quad (20)$$

В развёрнутой форме формула (20) примет вид:

$$E = \frac{100}{Q}\left[p_1 \left(\frac{\varphi_1 - \frac{a_1}{Q}}{1 - \frac{a_1}{Q}} \right) + p_2 \left(\frac{\varphi_2 - \frac{a_2}{Q}}{1 - \frac{a_2}{Q}} \right) \right] \quad (21)$$

Задача определения технологической эффективности существенно упрощается, если целью сепарирования будет повышение чистоты только одного компонента зерновой смеси. Например, при очистке зерна от примесей технологическая эффективность процесса сепарирования оценивается по относительному снижению содержания удаляемых примесей в данной партии. тогда на практике используют упрощённую формулу:

$$E = \frac{(C_1 - C_2) \cdot 100}{C_1} \quad (22)$$

где C_1 и C_2 - относительное содержание примесей в партии зерна до и после сепарирования.

Воздушный поток на предприятиях зерноперерабатывающей промышленности используется в основном в двух целях: для отделения примесей, отличающихся от зёрен основной культуры аэродинамическими свойствами, а также для пневмотранспортировки продуктов переработки. При этом, в обоих случаях используется парусность компонентов вороха, т.е. свойство частиц взаимодействовать с воздушным потоком.

На современных предприятиях по переработке зерна в продовольственные и кормовые продукты применяют воздушные сепараторы, в линиях механическим транспортом, как спец. машины, а в линиях с пневматическим транспортом – с попутной очисткой зерна от примесей.

3.Назначение и область применения воздушных сепараторов

Воздушный поток на предприятиях зерноперерабатывающей промышленности используется в основном в двух целях: для отделения примесей, отличающихся от зёрен основной культуры аэродинамическими свойствами, а также для пневмотранспортировки продуктов переработки. При этом, в обоих случаях используется парусность компонентов вороха, т.е. свойство частиц взаимодействовать с воздушным потоком.

На современных предприятиях по переработке зерна в продовольственные и кормовые продукты применяют воздушные сепараторы, в линиях механическим транспортом, как спец. машины, а в линиях с пневматическим транспортом – с попутной очисткой зерна от примесей.

4. Принцип воздушной аэрации зерна. Определение критической скорости воздушного потока.

Сепарирование зерновой смеси в воздушном потоке основано на различии сопротивлений, оказываемых отдельными частицами воздушному потоку.

Если частицу поместить в воздушный поток, то на нёё будет действовать сила воздействия воздушного потока, определяемая по формуле Ньютона:

$$P = cF \frac{\gamma \vartheta^2}{m}, \quad (12)$$

где с – коэффициент, учитывающий форму тела, (коэффициент аэродинамического сопротивления).

F - площадь проекции частицы на плоскость, нормальную к вектору относительной её скорости (миделево сечение), ($м^2$);

$P = \gamma / g$ плотность воздуха, $кг / м^3$;

ϑ - относительная скорость частицы в воздушном потоке, м/с;

Зная, что P=ma, из формулы (12) можно найти ускорение частицы:

$$a = \frac{P}{m} = \frac{cFr\vartheta^2}{m} = Kn\vartheta^2 \quad (13)$$

В попутном выражении $\frac{cF\gamma}{gm} = Kn$ обозначают одним символом. Kn – носит название коэффициента парусности. Величина $K_п$ прямо пропорциональна отношению F/mg, т.е. площади миделева сечения, приходящегося на единицу веса тела. Чем больше относительная площадь, подвергающегося воздействию потока, тем больше коэффициент парусности, при всех остальных равных условиях.

Таким образом, под коэффициентом парусности понимают способность тела сопротивляться в движении воздушной среде при всех её индивидуальных свойствах.

Разделение по парусности осуществляется потоком воздуха или бросанием. В первом случае (рис.3) поток воздуха, идущий от вентилятора воздействует на зерновой ворох, вводимые в лоток и распределяет его на фракции, отличающиеся друг от друга по коэффициенту парусности.

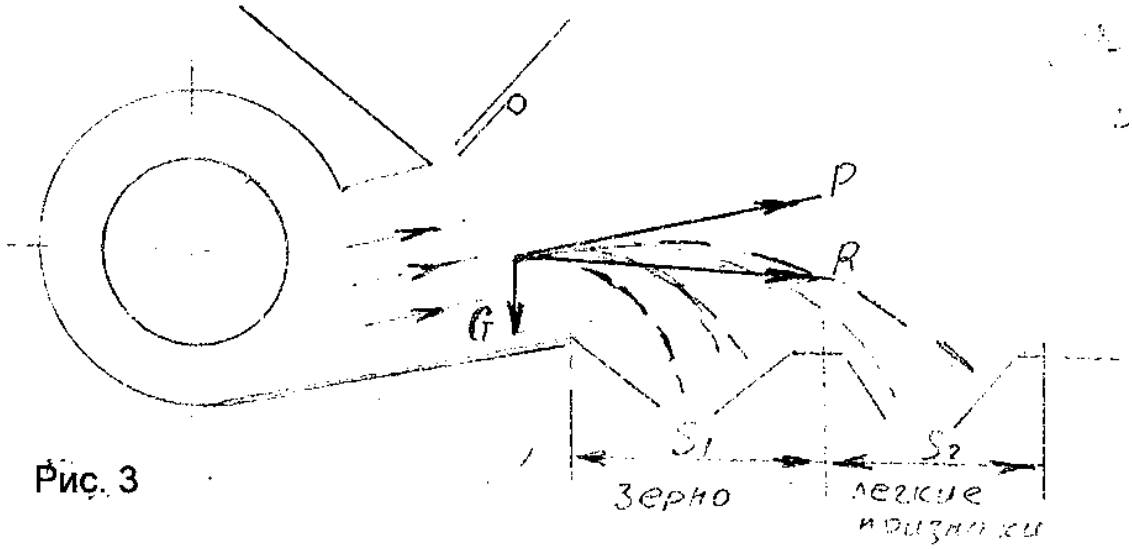


Рис. 3

При разделении бросанием, осуществляемым зернопультом (рис 4) используется живая сила летящего зерна. Очевидно, что брошенные таким образом зёрна полетят по разным траекториям в зависимости от коэффициентов парусности. Зерна тяжелые летят дальше, чем лёгкие.

Зёрна во время своего полёта испытывают сопротивление воздуха, которое всё время меняется, вследствие чего этот способ применяется лишь для очистки зерна от легковесных примесей.

Более лёгкие частицы относятся при этом дальше от вентилятора, более тяжёлые – ближе к вентилятору.

Траектория полёта частиц определится результирующей силой R, которая направлена по касательной к траектории полёта частиц. Как видно из формулы (12) величина силы P зависит от миделева сечения F. Поскольку форма частиц самая разнообразная и их положение, а следовательно и миделево сечение, непрерывно изменяется относительно оси потока, то зерно и примеси, укладываясь за вентилятором, будут иметь зону рассеивания S_1 и S_2. Если зоны рассеивания перекрываются – разделение некачественное, если не перекрываются – разделение полное.

На качество разделения смеси влияют равномерность воздушного потока и время пребывания частицы в потоке. Для выравнивания воздушного потока в воздушных каналах ставят сетки или дефлекторные пластины. При кратковременном пребывание зерна в потоке воздуха, за счёт изменения площади F, очень сильно колеблется сила P. С увеличением времени пребывания колебания силы P снижаются. Для увеличения времени пребывания зерна в воздушном потоке последний делают или наклонным или вертикальным.

Скорость воздушного потока, при которой тело в вертикальной трубе имеет скорость равную 0, носит название критической скорости.

Рассмотрим, какие силы действуют на частицу, помещённую в вертикальный воздушный поток.

Очевидно, будут действовать две силы: сила тяжести G, направленная вниз и подъёмная сила P, динамического воздействия потока на частицу. В общем случае эти силы определяются из выражения:

G = mg
m - масса тела
g - ускорение

Сила P определяется:

$$P = cF\left(\frac{\gamma}{g}\right)(\vartheta_в - \vartheta_т)^2, \qquad (15)$$

Где c – коэффициент, учитывающий форму тела и состояние его поверхности;
F – площадь тела, нормальная воздушному потоку (миделево сечение);

$\rho_в = \frac{\gamma}{g}$ - плотность воздуха;

$\vartheta_в$ - скорость воздуха;

$\vartheta_т$ - скорость тела.

Поскольку в вертикальном восходящем потоке воздуха сила тяжести и сила сопротивления, действующие на частицу, направлены всегда в противоположные стороны, существуют три возможных случая:

P<G – частица движется вниз;
P>G – частица движется вверх;
P=G – частица находится в равновесии.

Скорость воздушного потока для частицы в последнем случае называется критической скоростью витания. Последнее понятие «скорость витания» более точное, поскольку частицы обычно не неподвижно зависают в потоке, а витают около некоторого среднего положения, т.к. имея форму, отличную от шара и, поворачиваясь разными сторонами к потоку, меняют значение F. Это приводит к некоторым колебаниям величины P и заставляет частицу витать.

Из сказанного следует, что теоретическую скорость витания можно определить, приравняв правые части выражений (14) и (15).

$\vartheta_т = 0;\ \vartheta_в = \vartheta_{кр}$ можно записать:

$cF\rho_в\vartheta_{кр}^2 = mg$,откуда

$$\vartheta_{кр} = \sqrt{\frac{mg}{cF\rho_в}} \Rightarrow \vartheta = \sqrt{\frac{g}{K_п}}, \qquad (16)$$

Поскольку c и F для различных частиц зернового вороха, различны, то и $\vartheta_{кр}$ для них будет различной, на чём и основан принцип воздушной сепарации.

Если зерно имеет сферическую форму (например, горох), то

$$G = \gamma_к \frac{\pi \cdot d}{6} \text{ и } F = \frac{\pi \cdot d^2}{4},$$

где $\gamma_к$ - удельный вес зерна.

В этом случае:

$$\vartheta_{кр} = \sqrt{\frac{2\gamma_к}{3\gamma_в c}d}$$

Если зерно отличается от сферы и имеет три различных размера «a», «b» и «c», т.е. длину, ширину и толщину (пшеница, овёс), то $\vartheta_{кр}$ определится по соотношению:

$$\vartheta_{кр} = \sqrt{\frac{\gamma_к \lambda}{к \gamma_в}}$$, где $\lambda = \sqrt[3]{abc}$ и $F = \lambda^2$

Значения $\vartheta_{кр}$ для различных компонентов вороха различных культур определены путём и приводятся в справочной и учебной литературе. Скорость воздушного потока необходима для выделения тех или иных частиц смеси и для их транспортирования должны быть больше критической. Для практических расчётов рабочую скорость воздушного потока обычно принимают:

$\vartheta_р = 1{,}25...1{,}5\vartheta_{кр}$, (16а)

Для справки:

Таблица: Ориентировочные значения скоростей витания для различных культур

культура/примесь	Скорость витания м/с
пшеница	8,9…11,5
рожь	8,4…9,9
овёс	8,4…10,8
кукуруза	8,1…9,1
просо	12,5…14,0
горох	9,8…11,8
соя	15,5…17,5
чечевица	17,3…20,1
гречиха	3,6…7,9
пырей	4,8…7,2
куколь	6,8…9.8
овсюг	5,5…8,3
пшеница щуплая	5,5…7,6
колос пшеницы (без зерна)	3,5…5,0
соломистые частицы	5,0…6,0
органическая пыль (частицы диаметром от*10^{-3}м)	До 2,5
минеральная пыль	До 4,0
просяная лузга	0,16…2,2

5. Аэродинамические свойства воздушного потока

Воздушный поток, независимо от источника обладает определёнными свойствами. Для того чтобы заставить воздух перемещаться по каналам или в воздушной среде, необходимо создать давление. Это давление «h», называемое в технике полным давлением, расходуется на преодоление двух видов сопротивлений и на придание потоку воздуха требуемой скорости перемещения:

$h = h_g + h_8^{'} + h_8^{''}$. (1)

Где,

h – полное давление;

h_g - динамическое или скоростное давление, расходуемое на сообщение воздушному потоку требуемой скорости;

$h_8^{'}$ - статическое давление, необходимое для преодоления сопротивление воздуха о стенки воздуховода;

$h_8^{''}$ - статическое давление, расходуемое на преодоление местных сопротивлений (изгибы, разветвления, решёта и т.д.).

Под динамическим давлением понимают кинетическую энергию единицы объёма движущегося воздуха, определяемую по формуле

$$h_g = \frac{mv^2}{2}$$

Вес объёма определяется как

$$m = \frac{V\gamma}{g}$$

γ - объёмный вес воздуха;

g – ускорение свободного падения;

$\frac{\gamma}{g} = \rho_в$ - плотность воздуха,

следовательно

$h_g = \frac{V \cdot \gamma \cdot \vartheta^2}{2g} = \frac{V\rho_в\vartheta}{2}$ для 1 м^3 воздуха

$$h_g = \frac{\rho_в \vartheta^2}{2} \left[\frac{кг \cdot м^2 \cdot сек^2}{м^3 \cdot сек^2 \cdot м}\right] = \left[\frac{кг}{м^2}\right] \text{мм.вод.ст.} \quad (2)$$

Как видно из формулы (2) динамического давления h_g имеет размерность $\left[\frac{кг}{м^2}\right]$ или мм.вод.ст. В самом деле, если в сосуд квадратной формы с размером стороны 1 м налить слой воды 1мм, то в сосуде окажется 1000 см^3 воды, весящих при нормальный условиях 1 кг/м^2. Такую же размерность имеют статическое и полное давление.

Статические давления $h_8^{'}$ и $h_8^{''}$ в количественном отношении пропорциональны динамическому давлению и определяются:

$$h_g^{'} = p\frac{U}{F}\lambda\frac{\gamma_b\vartheta^2}{2}, \quad (3)$$

где: p – коэффициент, характеризующий состояние стенок воздуховода;

U – периметр сечения трубы;

F – площадь поперечного сечения трубы;

λ - длина трубы

$$h_g^{''} = \sum\psi\frac{\gamma_b\vartheta^2}{2}, \quad (4)$$

Где $\sum\psi$ - сумма коэффициентов местных сопротивлений.

Формула (2) позволяет в технике определить скорость воздушных потоков. Для чего необходимо замерить динамическое давление, тогда

$$\vartheta = \sqrt{\frac{2hg}{\gamma_b}}, \quad (5)$$

Для замера динамического давления используют трубку Пито-Прандтля и жидкостный манометр (или тягонапоромер). Принцип замера динамического давления заключается в следующем. Если в воздуховод поместить трубку так, чтобы открытое её сечение было нормально воздушному потоку (рис.1), и соединить эту трубку с жидкостным манометром, то он покажет полное давление. Если поместить трубку так, чтобы открытый её конец располагался параллельно воздушному потоку и соединить её с манометром, то по этой трубке будет передаваться статическое давление. Манометр покажет разность между полным и статическим давлениями, т.е. динамическое давление h_g .

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Основная

1.Байкин С.В., Курочкин А.А., Шабурова Г.В., Афанасьев А.С. Технологическое оборудование для переработки продукции растениеводства/ Под редакцией А.А. Курочкина - М.: КолосС, 2007.- 445 с.

2.Технологическое оборудование предприятий отрасли (зерноперерабатывающие предприятия): учебник / Л.А. Глебов, А.Б. Демский, В.Ф. Веденьев, М.М. Темиров, Ю.М, Огурцов. М.: ДеЛи принт, 2006.- 816с.

3.Демский А.Б., Веденьев Ф.Ф. Оборудование для производства муки, крупы и комбикормов. Справочник.- М.: ДеЛи принт, 2005.- 760с.

Лекция № 3

Технологическое оборудование для выделения примесей, отличающихся от зерна основной культуры по ширине и толщине (Ситовые сепараторы)

Конструкция штампованных и тканых сит: геометрические и механические параметры. Коэффициент живого сечения сит. Кинематика процесса сепарирования зерновых смесей на неподвижных наклонных и подвижных горизонтальных ситах. Определение скорости, ускорения и силы инерции ситового кузова при его возвратно-поступательном движении. Определение кинематических параметров для решет 1-го и 2-го типа. Определение кинематических параметров для ситовых сепараторов с вращающимися ситами.

1.Конструкция штампованных и тканых сит: геометрические и механические параметры. Коэффициент живого сечения сит.

Процесс механического разделения сыпучих материалов на фракции, различающиеся геометрическими признаками и физическими свойствами называют сепарированием.

Машины применяемые для выполнения этого процесса – сепараторы.

Для разделения сыпучих материалов по геометрическим признакам (ширине, толщине) применяют ситовые сепараторы.

На предприятиях по хранению и переработке зерна ситовые сепараторы применяют

1- для очистки зерновых смесей от примесей отличающихся от основного зерна линейными размерами (шириной, толщиной);

2 – для сортирования зерна на отдельные классы и фракции по крупности при подготовке продовольственного зерна к шелушению;

3 - для доведения семенного зерна до заданных кондиций;

4 – для сортирования продуктов измельчения и шелушения зерна.

В результате просеивания через одно сито исходный продукт разделяется на две фракции (части), содержащие разные по размерам частицы. Часть смеси проходящая через отверстия сита – проход; остальная часть сходящая с него – сход.

Сита с круглыми отверстиями задерживают частицы, ширина которых больше диаметра этих отверстий. Поэтому считают что на таких ситах можно разделять продукт по ширине отдельных частиц.

Сита с прямоугольными отверстиями задерживают частицы толщина которых больше ширины этих отверстий. Такие сита пригодны для разделения исходного для разделения исходного продукта по толщине отдельных частиц или для очистки зерна от примесей отличающихся от зёрен основной культуры толщиной.

Для оценки работы ситовых сепараторов приняты следующие показатели:

1. Производительность Q(кг/с)- количество зерна поступающего в машину в единицу времени. Определяют её по результатам баланса продуктов и выражают формулой:

Q=G/t (1)

Где G- масса исходного зерна (поступающего в машину), кг;

t- время снятия баланса.

2. Эффективность очистки зерна от примесей Е,%;

3. Содержание полноценного зерна в отходах а(%), характеризующее чёткость сепарирования, то есть качественную сторону процесса.

$$E = \frac{A - Б}{A}(100 - a) \quad (2)$$

где А- количество подлежащих выделению примесей в исходном зерне; %

Б – количество примесей, оставшихся в зерне после очистки, %

а – количество полноценного зерна в примесях (отходах), % к массе выделенных примесей.

Эффективность очистки регламентирована правилами ведения технологического процесса. В частности, на первом сепараторном проходе $E \geq 65\%$, а $a<2\%$.

Классификация ситовых сепараторов:

1. По виду рабочих органов:

– С плоскими ситами;

– С цилиндрическими ситами.

2. По виду движения рабочего органа:

а) сепараторы с плоскими ситами:

– С возвратно- поступательным движением сит;

– С круговым поступательным движением.

б) сепараторы с цилиндрическими или призматическими ситами:

– с вращающимися вокруг горизонтальной оси.

В качестве привода может быть использован:

– КШМ

– эксцентриковый механизм

– вибратор

– кулачковый механизм.

Рабочим элементом ситового сепаратора является СИТО. Сита различаются по способу изготовления и по материалу из которого они изготовлены. Наибольшее распространение имеют металлические сита – штампованные и тканные (проволочные), а также шёлковые и капроновые тканные сита.

Согласно действующим стандартам штампованные сита называют решётами, проволочные – сетками.

2.1. Металлические сита.

Применяемые сита по способу изготовления можно разделить на следующие группы:

– штампованные из металлических листов;

– тканные металлические сетки.

2.1.1. Штампованные сита изготавливают по ГОСТ 214-83 трёх следующих видов:

1. С круглыми отверстиями, центры которых расположены в вершинах правильных шестиугольников;

2. С продолговатыми прямоугольными отверстиями, расположенными рядом;

3. С треугольными равносторонними отверстиями.

Сита типа 2 изготавливают в двух исполнениях:

а) с прямыми рядами;

б) с поперечно-смешанными рядами.

Каждое исполнение может изготавливаться в двух вариантах:

– с длиной отверстия $–l_1$

– с длиной отверстия $–l_2$

Концы каждого исполнения 2а и 2б могут быть прямоугольными или закруглёнными.

ГОСТ 214-83 делит штампованные сита в зависимости от толщины листа на три группы: первую (0,5 мм), вторую (10 мм), третью (15 мм) /повышенную/ и пять типоразмеров /8 в других источниках/

Типы решётных полотен и их исполнения подразделяются по номерам. Номер сита – это увеличенная в десять раз величина рабочего размера отверстия выраженная в миллиметрах. Рабочим размером является:

– для круглых размеров – диаметр

– прямоугольных – ширина отверстия

– треугольных – сторона правильного треугольника.

Типоразмеры сита определяют габаритные размеры листа:

Обозначение типоразмера	Длина z,мм	Ширина B, мм
1	$990 \pm 3{,}0$	$990 \pm 3{,}0$
2	$990 \pm 3{,}0$	$790 \pm 2{,}5$

3	$790 \pm 2{,}5$	$990 \pm 3{,}0$
4	$990 \pm 3{,}0$	$490 \pm 2{,}0$
5	$1420 \pm 3{,}0$	$710 \pm 2{,}5$

Длиной полотна является:

– для полотен типа 1 – сторона перпендикулярная двум сторонам шестиугольника. в вершинах которого расположены центры отверстий;

– для полотен типа 2 – сторона параллельная длине продолговатого отверстия;

– для полотен типа 3 – сторона, перпендикулярная стороне треугольного отверстия

Основными параметрами штампованного сита являются: определяющий размер отверстия; коэффициент живого сечения, толщина листа.

Сортамент штампованных сит типа 1.

d, мм	Δ d	F_k,%
0,7…2,6	0,1	17…30
2,8…5,2	0,2	35…34
5,5…12,0	0,5	38…40
13,0…26,0	1,0	47…53
28,0…42,0	2,0	61…59

d - номинальное значение диаметра.

Δ d-интервалы соответствующих рабочих размеров.

F_k- коэффициент живого сечения, определяется как отношение площади круглых отверстий, к площади сита.

$0{,}9\sqrt{d} \le m \le 1{,}1...1{,}2\sqrt{d}$, где m-размер перемычки

Толщина листа от 0,5 до 1,5 мм. (0,5;1,0;1,5)

Круглые отверстия обычно пробивают в металлических листах в шахматном порядке, каждое из них находится в центре правильного шестиугольника, вершины которого составляют центры смежных отверстий. Такое расположение обуславливает наиболее высокий коэффициент использования площади сита и обеспечивает одинаковую его прочность во всех направлениях.

Коэффициент живого сечения F_k (%) для сит с круглыми отверстиями определяют по формуле:

$$F_K = F_0 / F \cdot 100 = \frac{\pi d^2}{4(d+m)^2 \sin 60^0} \cdot 100\% \quad (3)$$

где F_0 – площадь отверстия,мм2 $F_0 = \frac{\pi d^2}{4}$

F- площадь сита, приходящаяся на одно отверстие, мм^2

На рис.2 показана заштрихованная площадь сита F, равная половине произведения диагоналей ромба.

$$F = 1/2(d+m) \cdot 2(d+m)\sin 60^0 = (d+m)^2 \sin 60^0$$

Если круглые отверстия совмещены с вершинами квадрата при неизменной перемычке «m», то коэффициент живого сечения сита будет равен:

$$F_k^{'} = \frac{F_0}{F} \cdot 100\% = \frac{\pi d^2}{4(d+m)^2} \cdot 100\% \quad (4)$$

Тогда следует, что при неизменном диаметре первый способ размещения отверстий рациональнее, чем второй т.к.

$$F_K / F_K^{'} = 1{,}16$$

Располагают сита в машине так, чтобы две стороны шестиугольника, с вершинами которого совмещены центры отверстий были перпендикулярны направлению движения сортируемого продукта.

Сита с треугольными отверстиями применяются для сепарирования и разделения на фракции гречихи. Треугольные отверстия в ситах(рис.4) расположены рядами по ходу движения продукта. В ряду отверстия располагаются с шагом t_4 и они сориентированы так, что одна из сторон треугольника перпендикулярна от ряда,, а в смежных рядах треугольники направлены в разные стороны.

Штампованные сита с равносторонними треугольными отверстиями (тип 3) имеют длину стороны треугольника a_2=2,5-8,0 мм, контрольный диаметр отверстия d=1,44…4,62 мм, линейные шаги t_3=2,8…6,4 мм; t_4=3,6…9,4 мм и коэффициент живого сечения $к_т$=27…46%

При заказе, в условном обозначении решётного полотна должны быть указаны: тип, исполнение, номер, типоразмер (или габаритные размеры), вариант исполнения и толщина полотна.

Примеры условных обозначений:

1. Полотно 1-25-3х1,0 ГОСТ 214-83

- решетное полотно типа 1, номер 25, типоразмер 3, второй группы толщины.

2. Полотно 2а-15х20-3х1,0 ГОСТ 214-83

- решётное полотно типа 2, исполнение “а”, номер 15, с длиной отверстия l_2 =20, типоразмер 3, второй группы толщины.

По заказам решётные полотна изготавливаются из оцинкованной стали /холоднокатаной/ по ГОСТ 14918-80, если требуется другой материал, то к условному обозначению даётся соответствующее указание.

Сита с прямоугольными отверстиями выполняют с прямыми рядами отверстий (рис. 3.а) и с поперечно-смещёнными рядами (рис. 3.б.) отверстий. Для сита с прямоугольными отверстиями у которого величина F представляет площадь прямоугольника /заштрихована/ коэффициент живого сечения $F_п$ (%) равен:

$$F_n = \frac{b \cdot l}{(b + m_1)(l + m_2)} \cdot 100\% \quad (5)$$

Сита располагают в машине так, чтобы продольная ось отверстий совпадала с направлением движения продукта.

Тканые металлические сетки.

Применяют для классификации сыпучих продуктов по крупности, определяемой ситовым анализом.

Металлические тканые сита по стандартам называются сетками, изготавливаются для мукомольной промышленности по ТУ 14-4-1063-80 из стальной низкоуглеродистой отожженной проволоки и по ТУ 14-4-1063-80 из сплавов цветных металлов (латуни, фосфора, бронзы) с полотняным переплетением проволок.

Наибольшее распространение получили тканые проволочные сетки простого переплетения и саржевого переплетения.

При простом переплетении нити основы взаимно перекрещиваются с нитями утка. Это обуславливает наибольшее число возможных переплетений и как следствие высокую прочность ткани на разрыв.

В саржевом переплетении основные и уточные нити переплетаются попарно по утку или основе, причём переплетения смежных нитей в одну строку на одну нить.

Номер сетки с квадратными отверстиями характеризуют номинальным размером стороны её ячейки в миллиметрах: первое число выражает целое число миллиметров, второе и последующее числа – доли миллиметров. Условное обозначение гладкой металлотканой сетки с номинальным размером ячейки в свету 0,666 мм:

Сетка № 0,666 ТУ 14-4-1063-80

Сетки с прямоугольными отверстиями обозначают дробью, числитель которой характеризует выраженное в мм расстояние между основными проволоками, знаменатель – округлённое до целого числа расстояние между уточными проволоками.

Например: Сетки Семянка 16/2 условно обозначает сетку с размерами отверстий между проволоками основы 16 мм между проволоками утка 1,8 мм

Основными параметрами тканых сит являются их номер, размер отверстия в свету и коэффициент живого сечения.

Коэффициент живого сечения металлотканых сит полотняного переплетения рис.5.

определяют по формуле:

$$K_n = \frac{b_1^2}{t^2} \cdot 100 = \frac{b_1^2}{(d_1 + b_1)^2} \cdot 100,\% \quad (6)$$

где $t=d_1+b_1$ – шаг нитей по основе и утку, мм.

d_1 –диаметр нити

b_1- размер отверстия.

Промышленностью выпускаются такие высокопрочные ткани, для сит из полиамидных и капроновых мононитей с фиксированными отверстиями, которые применяются в мукомольных рассевах, ситовеечных и других просеивающих машинах.

Полиамидовые ситовые ткани изготавливают отдельно для сепарирования сходных продуктов, крупок и дунстов с полотняным переплетением из полиамидных мононитей и высевания муки с полотняным и полуложкоажурным переплетением полиамидных нитей.

Номер ситовой ткани (артикул) определяется двумя числами: В номере ткани изготовленной полотняным переплетением, первое число обозначает количество отверстий на 10 мм, а второе – диаметр мононитей (мкм). Номер ткани изготовленной

полуложкоажурным переплетением состоит из двух цифр: первая обозначает число отверстий на 10 мм между нитями основы, а вторая – между нитями утка.

Обозначение ситовых тканей для сепарирования сходовых продуктов: 10,3 ПЧ-270 (ТУ17РСФСР62-10838-84); 10,3 ПА-260 (ТУ17РСФСР6210849-84). В этих артикулах: 10,3 – количество отверстий на 10 мм; 270,260 – диаметр мононитей, мкм; ПЧ-полиамидная мононить производства Черниговского ПО «Химволокно»; ПА – мононить импортного производства.

Обозначение сит для просеивания муки: 49/52 ПА(ТУ1762-10680-83); 49ПА-60 (ТУ17РСФСР62-10619-83). В этих номерах числа 49 и 52 обозначают количество отверстий на 10 мм соответственно по основе и утку. Остальное по аналогии.

Движение частиц продукта на плоских ситах.

Основное условие возможности просеивания продукта через плоское сито – скольжение его по ситу. Рассмотрим условия абсолютного перемещения материальной частицы по неподвижному плоскому ситу, а также условия относительного перемещения её по подвижному плоскому ситу.

Приведём условие предельного равновесия частицы на неподвижном сите, наклонённым под углом α к горизонту. На частицу действуют три силы

G-сила тяжести частицы;

N-нормальная реакция поверхности сита;

F-сила трения частицы по поверхности сита.

При условии $Q \leq F$ частица будет занимать неподвижное положение. Движение же частицы начнётся в случае Q>F.

$$Q = G \cdot \sin\alpha$$

$$P = G \cdot \cos\alpha = N$$

$$Fmm = Nf = G\cos\alpha \cdot f$$

$$G \cdot \sin\alpha > G \cdot \cos\alpha \cdot f$$

$$\Rightarrow \frac{\sin\alpha}{\cos\alpha} > tg\varphi;$$

$tg\alpha > tg\varphi$ или $\alpha > \varphi$, где φ - угол трения таким образом обязательным условием движения частицы по неподвижной плоскости является соблюдение неравенства $\alpha > \varphi$ (угол наклона плоскости > угла трения частицы по поверхности)

Анализ процесса сепарации на неподвижных плоских ситах показывает, что частицы, находящиеся в верхних слоях продукта могут не успеть войти в соприкосновение с поверхностью

сита. Поэтому при просеивании продукта на подобных сепараторах должен перемещаться очень тонким слоем, что, в конечном счете, снижает производительность подобных машин.

В машинах для очистки зерна и используют подвижные плоские сита, устанавливаемые под углом α, который значительно меньше угла φ. В связи с этим зерно перемещается под действием сил, обусловленных движением самого сита.

При неравномерном движении сита (рис.8) с ускорением «а» направленным вправо, возникает сила инерции $P_{ин} = ma$, направления влево. Очевидно, что при $Рин > fG = F$, а при $Рин < fG$ частица будет находиться в неподвижном состоянии.

Таким образом произведя замену величин $P_{ин}$ и G на равные по абсолютному значению произведения “ma” и “mg” получим

$$ma \geq fmg \Rightarrow a \geq fg \quad (9)$$

Предельное ускорение, при котором сила инерции становится равной силе трения, называют критическим ускорением, обозначаемым через

$$a_{кр} = fg \quad (10)$$

Данная формула применима для случая скольжения плоских частиц по ситу. При шаровидной форме вместо коэффициента трения скольжения необходимо подставить в формулу (10) отклонение коэффициента трения качения к радиусу частицы, т.е. приведённый коэффициент трения качения. Поэтому для шаровидных частиц

$$a_{кр} = (\kappa / r)g \quad (11)$$

где к- коэффициент трения качения.

r- радиус частицы

Для реальных условий величина ускорения должна обеспечивать возникновение $P_{ин}$ для связи застрявших зёрен.

Скорости, ускорения и силы инерции сита при движении его по гармоническому закону.

Рассмотрим схему кривошипно-шатунного механизма, используемого для привода в движение сита. Сито подвешено на четырёх равных по длине и параллельных между собой упругих и шарнирно закреплённых подвесках.

Определим аналитически путь, скорость и ускорение сита, принимая угол поворота кривошипа $\alpha = \omega t$ сито перемещается из положения а-а в положение a'_1-a'_1.

Приняв перемещение сита прямолинейным получаем:

$$S = aa_1 = A_1C = A_1D - CD;$$

найдём величину отрезков A_1D и CD

$$A_1D = A_1O - DO = r - r\cos\alpha = r(1 - \cos\omega t)$$

$$CD = Ca_1 - Da_1 = L - L\cos\beta = L(1 - \cos\beta)$$

Откуда:

$$S = r(1 - \cos\omega t) - L(1 - \cos\beta) \quad (17)$$

Преобразуем выражение (17), выразив угол β через α.

$$\sin\beta = \frac{BD}{Ba_1}, \text{ где } Ba_1 = L; BD = r\sin\alpha$$

тогда $\sin\beta = \frac{r}{L}\sin\alpha$

В выражении (17) избавляемся от β, учитывая что:

$$\cos\beta = \sqrt{1-\sin^2\beta} = \sqrt{1-(\frac{r}{L}\sin\alpha)^2}$$

тогда выражение (17) запишется следующим образом:

$$S = r(1-\cos\omega t) - L(1-\cos\beta) = r(1-\cos\omega t) - L(1-\sqrt{1-(\frac{r}{L}\sin\alpha)^2})$$

Рассмотрим выражение в скобках

Наибольший угол отклонения шатуна от горизонтали $\beta_{\max}\ \arcsin r/L$ будет при $\alpha = \pi/2$, т.е. когда кривошип занимает вертикальные положения (точки 2,4), следовательно $\sin\pi/2 = 1.$

В ситовых сепараторах, в которых для создания кинематически жёсткой связи между двигателем и корпусом применяют КШМ значение $r/L \le 1/50$, следовательно $r/L \cdot \sin\alpha \to 0$, а выражение в скобках $1-\sqrt{1-(\frac{r}{L}\sin\alpha)^2} \approx 1$, => произведение

$$L\cdot(1-\sqrt{1-(\frac{r}{L}\sin\alpha)^2}) = 0.$$

Тогда с достаточной для практических целей точностью можно считать, что

$$S = r(1-\cos\omega t) \quad (18)$$

и сито движется по гармоническому закону.

Путь проходимый ситом при перемещении из левого крайнего в правое крайнее положение, будет

$$S = 2r$$

Дифференцируя по времени выражение (18) получим формулу для определения скорости сита.

$$\vartheta_u = \frac{ds}{dt} = \omega r\sin\omega t = \vartheta_в\sin\omega t \qquad (19)$$

где $\vartheta_в$ - окружная скорость вала кривошипа.

При частоте вращения кривошипа в минуту «n», путь, пройденный ситом в минуту, будет равен 2sn. Учитывая, что $\vartheta_в = \frac{\omega r\pi rn}{30} => n = \frac{30\vartheta_в}{\pi r}$ средняя скорость движения сита

$$\vartheta_a = \frac{2sn}{60} = \frac{2s}{60}\cdot\frac{30\vartheta_в}{\pi r} = \frac{2}{\pi}\vartheta_в \approx 0{,}64\vartheta_в$$

Ускорение сита можно найти, дифференцируя по времени выражение (19):

$$a_a = \frac{d\vartheta_a}{dt} = \omega^2 r\cos\omega t = a_в\cos\omega t \quad (20)$$

Зная ускорение можно определить силу инерции

$$P_u = ma_a = m\omega^2 r\cos\omega t \quad (21)$$

Потребную мощность N (кВт) можно, пренебрегая массой шатуна, выразить формулой:

$$N = \frac{P_u \vartheta_a}{102} \quad (22)$$

где P_u - сила инерции ситового кузова;

ϑ_a - скорость ситового корпуса;

m - масса ситового кузова.

т.к. $P_u = m\omega^2 r \cos \omega t$ и $\vartheta_a = \omega r \sin \omega t$

окончательно получаем

$$N = \frac{m\omega^3 r^2 \sin 2\omega t}{2 \cdot 102} \quad (22)$$

с учетом тригонометрических соотношений $2\cos\alpha \sin\alpha = \sin 2\alpha$. Максимальная потребная мощность будет при $\sin 2\alpha = 1$, то есть при углах α равных

$$\pi / 4; 3\pi / 4; 5\pi / 4; 7\pi / 4$$

$$N_{\max} = \frac{m\omega^3 r^2}{204}$$

Так как мощность изменяется по синусоидальному закону, среднее значение ее равно: $N = (2/\pi) N_{\max}$

Известно, что сила инерции $P_и$ тела с массой m имеет направление, противоположное ускорению.

Как видно из графиков, положение кривошипа правее вертикальной прямой, проведенной через ось кривошипа (в квадрантах II и III) определяет направление вектора силы инерции вправо. Если кривошип находится в квадрантах I и IV, сила инерции направлена справа налево.

Движение частиц по подвижному наклонному ситу.

Для осуществления рабочего процесса сепарирования на решетах необходимо создать определенный характер относительного движения материала по поверхности решета. Так, для разделения продолговатых семян по толщине на решетах с прямоугольными отверстиями, а также округлых на решетах с круглыми отверстиями семена должны перемещаться по рабочей поверхности скользящим движением без подбрасывания. При делении продолговатых семян по ширине на решетах с круглыми отверстиями необходимо подбрасывание материала, то есть относительное движение материала с отрывом от поверхности решета.

Зерна по решету перемещаются слоем и непрерывно взаимодействуют друг с другом. Решение задачи об относительном движении слоя зерен с учетом всех взаимодействий между частицами невозможно. Поэтому принимается ряд допущений:

1. движение слоя зерна рассматриваем как движение материальной частицы;
2. силу сопротивления перемещению частицы по поверхности решета принимаем равной силе трения F = fN;
3. сопротивлением воздуха движению частицы пренебрегаем.

Для определения условий для перемещения частицы по поверхности наклонного сита рассмотрим схему сил действующих на частицу массой «m», находящуюся на рабочей поверхности. Рабочая поверхность (рис. 14) представляет собой сито, подвешенное на подвесках AB и A_1B_1, которое колеблется вдоль горизонтальной прямой при положении кривошипа в квадрантах I и II.

Определим условия для перемещения частиц, когда кривошип находится в квадранте I и вращается по часовой стрелке (рис. 14). При неравномерном движении сита BB_1 с ускорением «a», направленным вправо, возникает сила инерции частицы , направленная против ускорения, то есть влево. Кроме того, частица будет находиться под действием силы тяжести G и силы трения F.

Разложим силы, действующие на частицу на составляющие, направленные по плоскости решета и по нормали к плоскости решета.

Сила G=mg разложится на две составляющие:

- $mg\sin\alpha$ - действующую, вниз по наклону сита и сдвигающую частицу вправо вниз;
- $mg\cos\alpha$ - прижимающую частицу к ситу.

Приняв, что направление действия силы $P_и$ совпадает с осью шатуна, разложим силу $P_и$ на: $P_{и.н.} = P_и \sin\alpha = m\omega^2 r\cos\omega t\sin\alpha$ - перпендикулярную ситу и прижимающую частицу к поверхности решета.

$P_{и.н.} = P_и \cos\alpha = m\omega^2 r\cos\omega t\cos\alpha$ - параллельную поверхности решета и сдвигающую частицу влево вверх.

Движение частицы вверх влево по поверхности решета определится соотношением сил и их составляющих по линии BB_1.

Составляющая сила инерции $P_{и.к.} = m\omega^2 r\cos\omega t\cos\alpha$ будет стремиться сдвинуть частицу вверх по решету. Препятствовать движению тела вверх будет составляющая веса $mg\sin\alpha$ и сила трения, вызванная нормальным давлением: $mg\cos\alpha + m\omega^2 r\cos\omega t\sin\alpha$.

Равновесное состояние тела определится уравнением:

$$m\omega^2 r\cos\omega t\cos\alpha - mg\sin\alpha = mg\cos\alpha + m\omega^2 r\cos\omega t\sin\alpha \cdot f \quad (23)$$

где $f = tg\varphi$ - коэффициент трения частицы по поверхности решета.

Так как максимальное (амплитудное) значение сила инерции будет иметь при $\cos\omega t = 1$, то для этого случая уравнение (23) примет вид:

$$\omega^2 r\cos\alpha - g\sin\alpha = g\cos\alpha \cdot f + \omega^2 r\sin\alpha \cdot f \quad (24)$$

Решив уравнение (24) относительно $\omega^2 r$, получим:

$$\omega^2 r(\cos\alpha - \sin\alpha \cdot tg\varphi) = g(\cos\alpha \cdot tg\varphi + \sin\alpha) \quad (25)$$

откуда, проведя тригонометрические преобразования, получаем:

$$\omega^2 r\cos(\alpha+\varphi) = g\sin(\alpha+\varphi) \quad (26)$$

или

$$\omega^2 r = g\frac{\sin(\alpha+\varphi)}{\cos(\alpha+\varphi)}$$

поделив обе части уравнения (27) на g получаем

$$\frac{\omega^2 r}{g} = \frac{\sin(\alpha+\varphi)}{\cos(\alpha+\varphi)} = tg(\alpha+\varphi) \quad (28)$$

Выражение $\omega^2 r$ есть отношение центростремительного ускорения к ускорению свободного падения обозначается через К и называется показателем кинематического режима.

Таким образом, для обеспечения движения частицы вверх то есть влево необходимо, чтобы $P_{и.к.} > G\sin\alpha + F$, а показатель кинематического режима:

$$K_{в.в.} = \frac{\omega^2 r}{g} > tg(\alpha+\varphi) \quad (29)$$

Определим теперь условия для перемещения частицы, если кривошип находится в квадранте II (рис. 15).

Силу G можно разложить как и в предыдущем случае на две составляющие: $G\sin\alpha$ и $G\cos\alpha$, а силу $P_и$ на: $P_{и.н.} = P_и \cdot \sin\alpha$, направленную вверх и стремящуюся отделить частицу от сита; и $P_{и.н.} = P_и \cdot \cos\alpha$ - параллельную поверхности сита и действующую вниз вправо.

Движение частицы вниз вправо будет происходить тогда когда составляющая сила инерции $P_{ик}$ будет превосходить разность силы трения F и составляющей силы тяжести $G\sin\alpha$: $P_{и.к} > F - G\sin\alpha$..

Сделав выкладки, аналогичные предыдущим получим:

$$K_{в.н.} = \frac{\omega^2 r}{g} > \frac{\sin(\varphi-\alpha)}{\cos(\varphi-\alpha)} = tg(\varphi-\alpha) \quad (30)$$

6.2 Определение числа оборотов вала кривошипа приводного механизма.

Таким образом, определив необходимую величину показателя кинематического режим для движения частицы вверх или вниз и воспользовавшись формулами (29) и (30) можно определить число оборотов вала кривошипа механизма привода. Для этого подставим в эти формулы значение $\omega = \frac{\pi n}{30}$. Тогда частота вращения кривошипного вала определится следующим образом:

- для обеспечения движения частицы вверх:

$$\frac{\omega^2 r}{g} > tg(\alpha+\varphi) => \omega^2 > \frac{g}{r} tg(\alpha+\varphi) =>$$

$$\left(\frac{\pi n_в}{30}\right)^2 > \frac{g}{r} tg(\alpha+\varphi) => n^2{}_{в.в.} > \left(\frac{30}{\pi}\right)^2 \frac{g}{r} tg(\alpha+\varphi)$$

принимая $\pi^2 \approx g$ получим значение n:

$$n_в > 30\sqrt{\frac{tg(\alpha+\varphi)}{r}} \quad (31)$$

- для обеспечении движения частицы вниз:

$$\left(\frac{\pi n_{вн}}{30}\right)\left(\frac{2r}{g}\right) > tg(\varphi-\alpha) =>$$

$$n_н^2 > \left(\frac{30}{\pi}\right)^2 \frac{g}{r} \cdot tg(\varphi-\alpha) =>$$

$$n_н > 30\sqrt{\frac{tg(\varphi-\alpha)}{r}} \quad (32)$$

Условия обеспечивающие движение частицы с отрывом и без отрыва от поверхности.

Из схемы сил (рис. 14, 15), действующих на частицу, находящуюся на поверхности движущегося сита, видно, что с отрывом от поверхности частица может двигаться во II и III квадрантах положения кривошипа, когда нормальная составляющая силы инерции $P_{ин.}$ направлена противоположно составляющей силы веса $G\cos\alpha$.

Момент начала отрыва частицы определяется равенством этих сил, а гарантированный отрыв произойдет тогда, когда сила отрывающая частицу от поверхности сита будет больше прижимающей силы:

$$m\omega^2 r\cos\omega t\sin\alpha > mg\cos\alpha$$

При максимальном (амплитудном) значении силы инерции $\cos\omega t = 1$, тогда

$$\omega^2 r\sin\alpha > g\cos\alpha$$

это значит, что для движения частицы по плоскости с отрывом показатель кинематического режима работы сита должен быть:

$$\frac{\omega^2 r}{g} = K_{OT} > \frac{1}{tg\alpha} \quad (33)$$

Режим, обеспечивающий выполнение условия (33) применяется для решет с круглыми отверстиями при сортировании семян продолговатой формы, когда для прохода через отверстие зерно должно встать «торчком», перпендикулярно длинной осью к рабочей поверхности решета.

При сортировании зерна на решетах с продолговатыми отверстиями отрыв их от поверхности нежелателен. В этом случае должно выполняться условие

$$\frac{\omega^2 r}{g} = K < \frac{1}{tg\alpha} \quad (34)$$

заменив в выражениях (33) и (34) $\omega = \frac{\pi n}{30}$, можно определить предельную частоту кривошипного вала, при которой начинается отрыв частицы от поверхности решета, и записать предельные значения частоты вала в необходимом режиме работы:

$$\left(\frac{\pi n}{30}\right)^2 \frac{r}{g} \le \frac{1}{tg\alpha} =>$$

$$n_n \le \frac{30}{\sqrt{r\cdot tg\alpha}} \quad (35)$$

Поскольку для просеивания необходимо чтобы зерновая масса скользила безотрывно по ситу вверх вниз, то действительная частота кривошипного вала должна быть ограничена пределами: $n_n \ge n_g > n_в$

таким образом

$$\frac{30}{\sqrt{rtg\alpha}} \ge n_g \ge 30\sqrt{\frac{tg(\varphi+\alpha)}{r}} \quad (36)$$

Таким образом, частота вращения кривошипа зависит от его радиуса, угла наклона сита в градусах и коэффициента трения продукта о материал сита.

Например, при $\varphi = 32^0$, $\alpha = 12^0$ и $r = 10$ или 5 мм, частота вращения кривошипа для наклонного сита с колебаниями вдоль горизонтальной прямой будет:

$$n_в = 30\sqrt{\frac{tg(\varphi+\alpha)}{r}}$$ =30 или 42 рад/с

$$n_г = 30\sqrt{\frac{1}{rtg\alpha}}$$ =65 или 92 рад/с

7. Определение основных параметров сит для сепарирования.

Исследованиями, проведенными д.т.н. В.М. Цециновским, определены следующие оптимальные параметры работы ситовых сепараторов при очистке зерновой смеси:

- угол установки сита к горизонту $\alpha = 4...10°$;
- частота колебаний – до 650 кол/мин;
- амплитуда колебаний А=0,005…0,012 м;
- удельная нагрузка q= 0,014…0,34 кг/с на 10 мм ширины сита;
- средняя скорость перемещения зерна по ситу в пределах от 0,30 до 0,34 м/с.

Проверку правильности подбора режимов работы ситового сепаратора проверяют по кинематическому параметру или показателю кинематического режим сита К

$$K = \frac{\omega^2 r}{g}$$

Этот показатель зависит от физико-механических свойств зерна и примесей и для различных зерновых смесей он не одинаков.

- При очистке зерна пшеницы и ржи:

  при r=0,005 м $\omega^2 r = 12,5...16$ м/с^2
- для ингредиентов комбикормов:

  при r=0,0125…0,015 м $\omega^2 r = 13,5...16,5$ м/с^2
- для калибрования семян кукурузы:

  при r=0,007 м $\omega^2 r = 11...12$ м/с^2

Производительность машины Q(кг/с) определяют по ширине подсевного решета (сита) с отверстиями ∅2 мм или продолговатыми отверстиями размером 2х20мм.

$$Q = qB$$

где q – удельная нагрузка на 1 см ширины сита;
B – ширина сита , см.

Значение q принимают равным:

- для подсевных сит q = 0,012…0,017 кг/с;
- для сортировочных сит с отверстиями 6…10 мм q берут в 3…4 раза выше;
- для приемных сит с отверстиями 20…40 мм q – в 8…10 раз больше чем для подсевных сит.

Толщина слоя продуктов на сите

$$h = \frac{q}{\vartheta_{ср} \cdot \gamma \cdot K_1}$$

где γ - объемная масса;

K_1 - коэффициент разрыхления.

Для пшеницы K_1 = 1,5

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Основная

1.Байкин С.В., Курочкин А.А., Шабурова Г.В., Афанасьев А.С. Технологическое оборудование для переработки продукции растениеводства/ Под редакцией А.А. Курочкина - М.: КолосС, 2007.- 445 с.

2.Технологическое оборудование предприятий отрасли (зерноперерабатывающие предприятия): учебник / Л.А. Глебов, А.Б. Демский, В.Ф. Веденьев, М.М. Темиров, Ю.М, Огурцов. М.: ДеЛи принт, 2006.- 816с.

3.Демский А.Б., Веденьев Ф.Ф. Оборудование для производства муки, крупы и комбикормов. Справочник.- М.: ДеЛи принт, 2005.- 760с.

Лекция № 4

Машины для выделения примесей, отличающихся от зерна основной культуры длиной.

Назначение, область применения триеров. Определение основных кинематических и конструктивных параметров рабочих органов цилиндрических и дисковых триеров. Определение производительности триерных сепараторов.

План

1. Назначение и классификация триерных сепараторов.
2. Основы теории цилиндрического триера.

2.1. Определение угла затаскивания зерна находящегося между ячейками (без учета центробежных сил);

2.2. Определение угла затаскивания зерна находящегося между ячейками с учётом центробежных сил;

2.3. Определение угла затаскивания зерна находящегося в ячейке без учёта центробежных сил.

2.4. Определение угла затаскивания зерна находящегося в ячейке с учётом центробежных сил.

2.5. Определение пределов регулирования потока.

2.6. Определение положения кромки приёмного лотка относительно ячеистой поверхности.

2.7. Определение критической частоты вращения триера.

2.8. Определение толщины слоя зерна в цилиндре триера.

2.9. Определение производительности и основных размеров триера.

3. Основы теории дискового триера

3.1. Определение угловой скорости вращение дисков.

3.2. Определение мощности на привод дискового триера.

3.3. Основные параметры для расчёта и конструирования триеров.

Разделение зерновой смеси по длине частиц производится на триерах. Анализ вариационных кривых для пшеницы с короткими и длинными примесями показывает незначительное перекрещивание кривых и указывает на возможность разделения смеси на фракции по данному признаку.

Рабочим органом триера является ячеистая поверхность, а рабочим элементом – ячейка. Поверхность и ячейки имеют различную формы и размеры. По форме рабочей поверхности триера разделяют на цилиндрические и дисковые.

Цилиндрический триер представляет собой стальной цилиндр 1 (рис.2) с штампованными ячейками 2 на внутренней поверхности, который прикрепляется к розеткам 3, вращающимися вместе с валом. На валу 4 крепят также витки шнека 5, предназначенной для удаления продуктов сортирования из лотка 6, неподвижно установленного в цилиндре триера. Положение верхней кромки лотка относительно цилиндра можно регулировать посредством червячной передачи 7. Рабочий процесс заключается в том, что зерновой материал, поступая с одного конца вращающегося цилиндра, постепенно перемещается к другому, растекаясь слоем некоторой толщины. Ячейки, проходя под этим слоем заполняются зерном, причём в зависимости от размеров ячейки и зерна заполнение будет различным. Зёрна с длинной меньше, чем диаметр ячеек – зерна короткие, поместятся в ячейках целиком и будут вынесены из слоя, двигаясь вместе с ячейкой до тех пор пока ячейка не займёт положения, при котором зерно не сможет удержаться в ней и выпадет, как правило, над жёлобом, помещённым внутри цилиндра.

Зёрна с длинной большей чем диаметр ячейки – зёрна длинные, могут попадать в ячейки, но поместиться в них целиком не могут, вследствие чего такие зёрна вскальзывают из ячеек раньше, чем они поднимаются над желобом, оставаясь в цилиндре.

Степень разделения зерновой смеси на фракции по длине зависит от уровня, на котором установлена верхняя грань желоба и от частоты вращения цилиндрического барабана.

Триера с ячеистой поверхностью отбирающими куколь и битые зёрна из смеси, в которой преобладает пшеница или рожь называются куколеотборочными.

Триерная поверхность с ячейками больших размеров служит для очистки пшеницы или ржи от зёрен ячменя, овса и овсюга, и, такие триера называются овсюгоотборочными.

Рабочим органом дискового триера служит кольцевидные диски 1 (рис.3) с ячейками 2 на боковых поверхностях. Карманообразные ячейки расположены по концентрическим окружностям, имеют стандартные формы, профили и размеры. Диски закреплены на горизонтальном валу и вращаются в вертикальной плоскости. Нижняя часть дисков погружена в зерновую смесь. Перемещение зерновой смеси в осевом направлении вдоль машины осуществляется гонками, имеющимися на дисках и представляющие собой изогнутые стальные лопасти, закреплённые на спицах дисков.

Форма и размеры ячеек, частоту вращения дисков подбирают, так чтобы короткие компоненты обрабатываемой смеси захватывались ячейками и, поднимаясь вверх, вываливались в лотки 4, находящиеся между дисками. Длинные компоненты смеси практически не захватываются ячейками или, занимая в них неустойчивое положение при малом угле поворотов дисков, вываливаются из ячеек снова в исходную смесь.

2.1 Определения угла затаскивания зерна находящегося между ячейками (без учёта центробежных сил).

Пусть триерный барабан радиусом r вращается с угловой скоростью ω (рис. 6) Внутри цилиндра между ячейками на гладкой поверхности находится частица массой m. Рассмотрим силы, действующие на эту частицу, и обусловленное ими её поведение. Вес частицы будет прижимать её к вращающейся поверхности, и за счёт силы трения частица будет увлекаться во вращательное движение, поднимаясь на какой-то угол α. В этом случаи на частицу будут действовать сила веса mg, которая разложится на две составляющие: mg sin α – стремящуюся сдвинуть частицу вниз и mg cos α – прижимающую частицу к поверхности цилиндра и вызывающую силу трения F, которая удерживает частицу на поверхности.

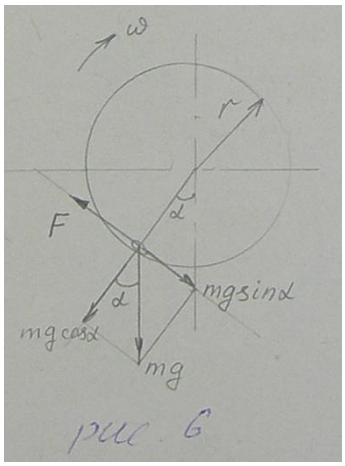


рис. 6

Угол затаскивания α определяется моментом равновесия частицы, когда удерживающая сила станет равной сталкивающей:

$F = mg \sin \alpha$ (1)

Известно, что: $F=Nf = mg \cos \alpha \cdot tg \varphi$,

где φ – угол трения частицы о поверхность. Тогда равенство (1) примет вид:

$mg \cos \alpha \cdot tg \varphi = mg \sin \alpha$;

$$tg\varphi = \frac{\sin\alpha}{\cos\alpha} = tg\alpha. \quad (2)$$

$\varphi = \alpha$

т.е. угол затаскивания частицы, находящейся на гладкой цилиндрической поверхности без учёта центробежных сил равен углу трения частицы о поверхность.

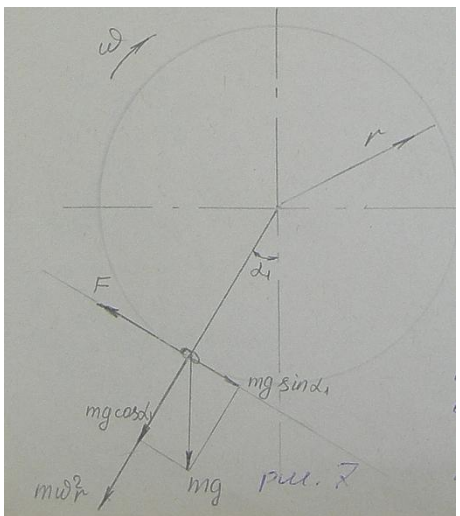


рис. 7

2.2 Определения угла затаскивания зерна, находящегося между ячейками, с учётом центробежных сил.

Если учесть ещё центробежную силу инерции $m\omega^2 r$, действующую на частицу, то равновесие частицы определится уравнением:

$mg \sin \alpha_1 = F$ (3)

В этом случае сила трения F будет определяться двумя нормальными силами – составляющей силы веса mg cos α_1 и центробежной силы $m\omega^2 r$.

$F = (mg \cos \alpha_1 + m\omega^2 r)f$, (3)*

где $f = tg\varphi$

Тогда равенства (3) можно записать в следующем виде:

проведём ряд преобразований:

$$mg \sin \alpha_1 = (mg \cos \alpha_1 + m\omega^2 r) f$$

2.3. Определение угла затаскивания зерна β_1, находящегося в ячейке без учёта центробежных сил.

Пусть зерно уместилось в ячейке и увлекается её с угловой скоростью цилиндра ω. Рассматривая действие сил на частицу, находящуюся в ячейке без учёта центробежной силы можно определить момент выпадения зерна из ячейки.

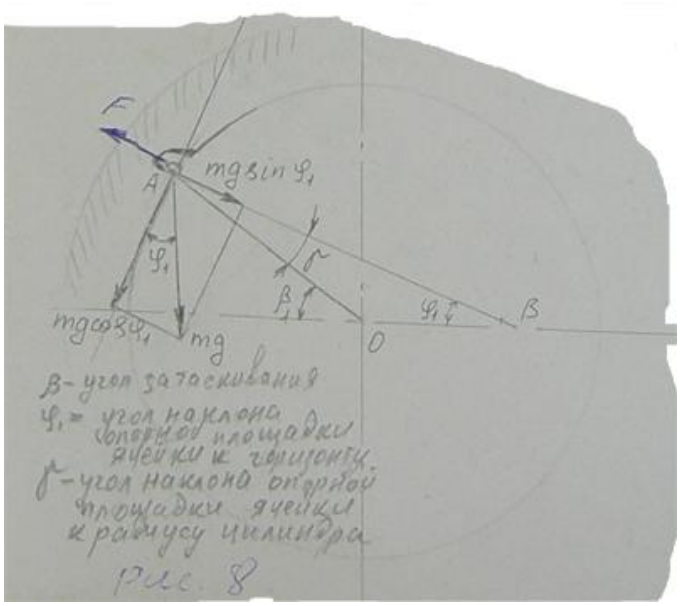


Рис. 8

Он определиться равенством силы, сталкивающей зерно - $mg \cdot \sin \varphi$ и силу трения $F = mg \cdot \cos\varphi \cdot f$, удерживающей зерно в ячейке: $mg \sin \varphi_1 = mg \cos\varphi_1 \cdot f$, где φ_1 - это угол наклона опорной ячейки к горизонту в момент выпадения зерна;

f - к-т трения зерна по материалу ячейки $f = tg\varphi$ из последнего уравнения(*) легко определяется угол φ_1:

$$\sin \varphi_1 = \cos\varphi_1 \cdot f$$

$$\frac{\sin \varphi_1}{\cos\varphi_1} = f = tg\varphi$$

$$tg\varphi_1 = tg\varphi \Rightarrow \varphi_1 = \varphi \quad (5)$$

Если угол затаскивания зерна обозначить через β_1, то из треугольника ΔABO (рис8) угол β_1 как внешний угол треугольника определится следующим образом:

$$\beta_1 = \varphi_1 + \gamma \text{ или } \beta_1 = \varphi + \gamma \quad (6)$$

Памятуя о том, что

$$\gamma = \delta - \frac{\varepsilon}{2} \quad \text{(рис.4)}$$

можно записать

$$\beta_1 = \varphi + \delta - \frac{\varepsilon}{2}$$

где δ - угол постановки сверла к поверхности цилиндра

ε - угол заточки сверла

2.4. Определение угла затаскивания зерна, находящегося в ячейке с учётом центробежных сил.

Рассмотрим поведение частицы находящегося в ячейке триерного барабана с учётом центробежной шли инерции. Если обозначить угловую скорость вращения барабана ω, радиус r и массу зерна m, центробежная сила определится:

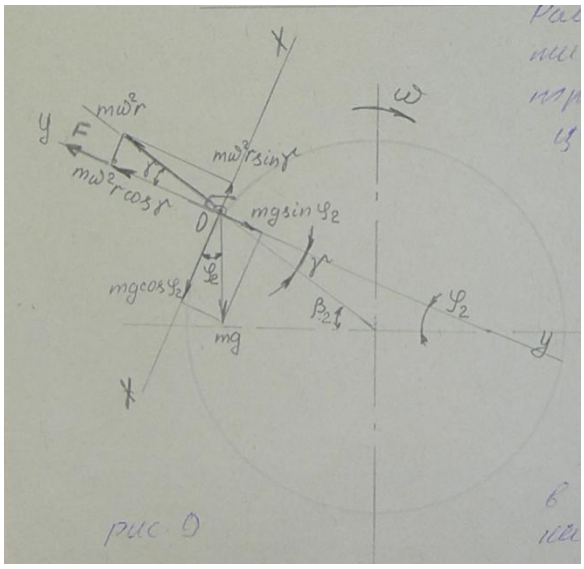


рис. 9

$$F_{uk} = m\omega^2 r$$

Выскальзывание зерна из ячейки (рис.9) начнётся в тот момент, когда наступит равенство сил сталкивающих зерно и удерживающих его в ячейке.

Сила, сталкивающая зерно определится как составляющая силы веса:

$$F_{cm} = mg \cdot \sin\varphi_2$$

Сила, удерживающая зерно в ячейке, определится как сумма составляющей силы инерции и силы трения.

$$F_{yð} = m\omega^2 r\cos\gamma + (mg\cos\varphi_2 - m\omega^2 r\sin\gamma)f$$

Приравняв эти силы, получим условие, определяющее момент начала выпадения зерна из ячейки с учётом центробежной силы:

$$mg\sin\varphi_2 = m\omega^2 r\cos\gamma + (mg\cos\varphi_2 - m\omega^2 r\sin\gamma)tg\varphi$$

$$\sin\varphi_2 = \frac{\omega^2 r}{g}\cos\gamma + \cos\varphi_2 tg\varphi - \frac{\omega^2 r}{g}\sin\gamma tg\varphi$$

$$\sin\varphi - \cos\varphi_2 tg\varphi = \frac{\omega^2 r}{g}(\cos\gamma - \sin\gamma tg\varphi)$$

$$\frac{\sin\varphi_2\cos\varphi - \cos\varphi_2\sin\varphi}{\cos\varphi} = \frac{\omega^2 r}{g}\frac{\cos\gamma\cos\varphi - \sin\gamma\sin\varphi}{\cos\varphi}$$

$$\sin(\varphi_2 - \varphi) = \frac{\omega^2 r}{g}\cos(\gamma + \varphi)$$

Как было установлено ранее $\beta_1 = \gamma + \varphi$ и как видно из рис.9 $\beta_2 = \gamma + \varphi_2$, следовательно

$$\gamma = \beta_1 - \varphi; \gamma = \beta_2 - \varphi_2 \Rightarrow \beta_1 - \varphi = \beta_2 - \varphi_2 \Rightarrow \beta_2 - \beta_1 = \varphi_2 - \varphi$$

Заменив в уравнении (7) $\varphi_2 - \varphi$ через $\beta_2 - \beta$, а $\gamma + \varphi$ через β_1, получим:

$$\sin(\beta_2 - \beta_1) = \frac{\omega^2 r}{g}\cos\beta_1 \quad (7)^*$$

Из последнего выражения определяем угол затаскивания зерна, находящегося в ячейке с учётом центробежной силы:

$$\beta_{2=}\beta_1 + \arcsin(\frac{\omega^2 r}{g}\cos\beta_1) \quad (8)$$

2.5. Определение пределов регулировки приёмного лотка.

Рассмотрим пределы регулирования приёмного лотка на примере овсюжного триера. Известно, что в овсюжном триере длинные зерна овсюга не укладываются в ячейки и следовательно они будут затаскиваться на угол α_1, определяемый из раннее полученного выражения:

$$\alpha_1 = \varphi + \arcsin(\frac{\omega^2 r}{g}\sin\varphi) \quad (4)$$

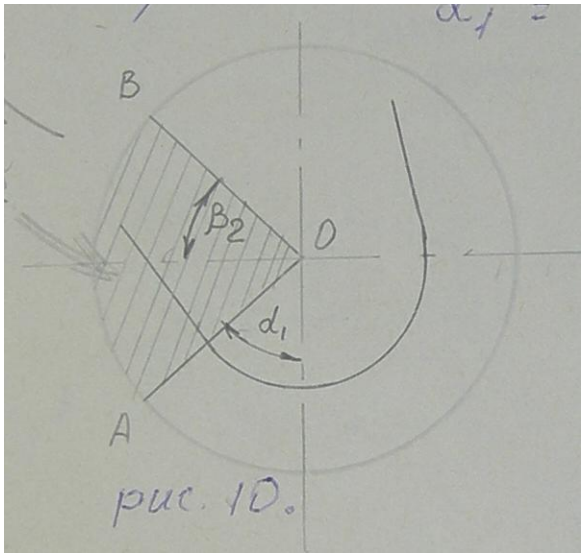


рис. 10.

угол затаскивания зерён пшеницы, которые полностью умещаются в ячейку определяется из выражения

$$\beta_1 = \beta_1 + \arcsin(\frac{\omega^2 r}{g}\cos\beta_1) \quad (8)$$

получившаяся таким образом дуга АВ (рис.10) и является пределом регулирования приёмного лотка триерного цилиндра. Для приёма зёрен лоток должен находиться в заштрихованной зоне.

Значения углов трения зерна о триерную поверхность приведены в таблице: (А.Я. Соколов и др. «технологическое оборудование»)

Положение зерна	Овёс (ячеи ⊗ 8,5мм)		Пшеница (ячеи ⊗ 8,5мм)		Куколь (⊗ 4,25мм)	
	φ^0_{min}	φ^0_{max}	φ^0_{min}	φ^0_{max}	φ^0_{min}	φ^0_{max}
На гладкой поверхности цилиндра между ячеями	II 32	34	37	39	23	45
	I 44	65	37	50	-	-
В ячеях	II 84	87	62	107	87	111
	I 68	75	63	120	-	-

Примечание: II – для зерен, располагающихся при перемещений параллельно образующей цилиндра

I – для зерен, располагающихся при движении перпендикулярно образующей цилиндра

2.6. Определение положение кромки приёмного лотка относительно ячеистой поверхности.

Как было установлено ранее, выпадение зёрен из ячеек цилиндра начнётся при повороте ячейки от горизонтального положения на угол β_2. Этот момент (рис.11) характерен тем, что частица теряет связь с опорной поверхностью ячейку и начнёт свободный полёт. Если триерный цилиндр вращается с угловой скоростью ω и его радиус r, то зерно с момента выпадения из цилиндра будет вести себя как тело, брошенное под углом к горизонту со скорость:

$$\vartheta = \omega r$$

Для рассмотрения траектории полёта зерна выберем начало неподвижных координат в точке 0, где происходит выпадение зерна из ячейки. Ось ОХ направим по горизонтали вправо, ось ОУ – по вертикали вверх.

Известно, что траектория тела, брошенного под углом к горизонту – парабола. Для того, чтобы правильно расположить улавливающий лоток, необходимо знать дальность полёта частицы.

Обозначим максимальную высоту параболы $y_{мах}$, а дальность полёта частицы 2а, вследствие кратковременности свободного полёта зерна горизонтальная составляющая скорости сохраняет свою начальную величину (сопротивлением воздуха полёту частицы пренебрегаем).

Абсолютная скорость частицы в момент выпадения из ячейки будет равна скорости ячейки:

$$\vartheta = \omega r$$

составляющая скорости по оси ОХ

$$\vartheta_x = \vartheta \cdot \sin\beta_2$$

Составляющая скорости по оси ОУ:

$$\vartheta_y = \vartheta \cdot \cos\beta_2 - gt \quad (9)$$

Путь проходимый частицей по оси ОХ:

$$x = \vartheta_x t = \vartheta \sin\beta_2 t \quad (10)$$

а по оси у:

$$y = \vartheta_y t = \vartheta \cos\beta_2 t - \frac{gt^2}{2} \quad (11)$$

В вершине параболы в точке её перегиба подъём частицы вверх прекратится, и, следовательно, в этой точке скорость вдоль оси у будет равна нулю ($\vartheta_y = 0$). Учитывая это, из выражения (9) можно определить время полёта частицы:

$$\vartheta \cos\beta_2 = gt; t = \frac{\vartheta \cos\beta_2}{g} \quad (12)$$

Зная время и подставив его значение в выражение (11) определим $y_{мах}$:

$$y = \frac{\vartheta^2 \cos^2\beta_2}{g} - \frac{\vartheta^2 \cos^2\beta_2}{2g};$$

$$y = \frac{\vartheta^2 \cos^2\beta_2}{2g} \quad (13)$$

Чтобы предотвратить удар зёрен о верхнюю часть триерного цилиндра радиус его должен быть

$$r_{\min} > r_{\max} \sin\beta_2 + y_{\max}$$

Дальность полёта частицы соответствующая найденному значению $y_{мах}$ определимая из выражения (10)

$$2a = 2x = 2\vartheta \sin\beta_2 \frac{\vartheta \cos\beta_2}{g}$$

$$2a = \frac{\vartheta^2 \sin 2\beta_2}{g} \quad (14)$$

Чтобы обеспечить найденное улавливание зёрен правая кромка лотка должна быть расположена на расстоянии большем, чем 2а

2.7. Определение критической частоты вращения триера.

Непременным условием, обеспечивающим нормальной технологический процесс работы триерного цилиндра, является выпадение зерён из ячеек в определённой зоне. Поэтому очень важным показателем работы триера очень важным показателем работы триера является скорость его вращения. Скорость вращения (частота вращения), при которой частицы перестают отделяться от ячеистой поверхности, называется критической, условием, при котором зерна не отделяется условием, при котором зерна не отделяются от поверхности цилиндра триера является равенство силы инерции при прохождении верхней точки и силы тяжести, действующиена частиццу.

$$mg = m\omega^2 r$$

следовательно критическая угловая скорость

$$\omega_{кр} = \sqrt{\frac{mg}{mr}} = \sqrt{\frac{g}{r}} \quad (15)$$

но поскольку $\omega = \frac{\pi n}{30}$, то критическая частота вращения триера: $n = \frac{30}{\pi}\sqrt{\frac{g}{r}}$ (16)

Итак при критической частоте вращения триера зерно не выпадает из ячеек, следовательно, для обеспечения выполнение тех. процесса рабочая частота вращения триера должна быть:

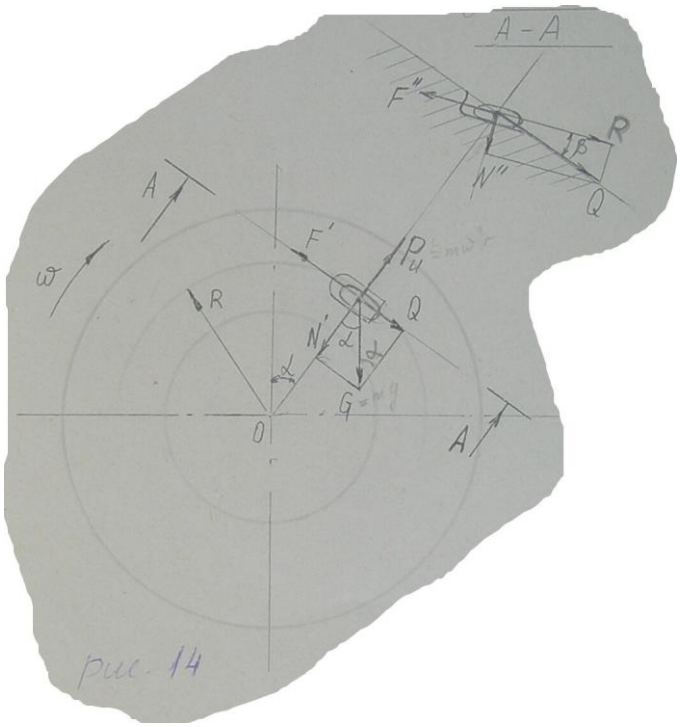
$$n_p = \frac{30}{\pi}\sqrt{\frac{kg}{r}} \quad (17)$$

$$k = \frac{\omega^2 r}{g}$$

где – показатель кинематического режима работы триера, который находится в пределах 0,5…0,7.

Элемент теории дисковых триеров

3.1. Определение угловой скорости диска



Рассмотрим относительное равновесие зерновки, как частный случай относительного движения (рис.14)

Для составления уравнения равновесия зерновки относительно движущейся системы координат нужно к действующей силе G прибавить силу инерции в переносном движении P_u. При этом относительная скорость V_o и относительное ускорение a_o равны нулю. Разложим силу тяжести G в плоскости диски на две составляющие:

$N' = G_1 \cos\alpha$, направленную по радиусу диска, проходящую через центр тяжести зерновки и критическую зерновку и ячеи

$Q = G_1 \sin\alpha$ _ направленную перпендикулярно радиусу диска. Вторая составляющая Q стремится вывести зерновку из ячеи. Сила равная $|\overline{P}| - |\overline{N}'|$ будет прижимать зерновку к одной из боковых граней (в зависимости от соотношения этих сил), нетрудно заметить, что при $P_u = m\omega^2 R > N' = mg\cos\alpha$ зерновка будет прижата к верхней грани, а при $P_u = m\omega^2 R < N' = mgx\cos\alpha$ – к нижней боковой стенке (где R- радиус вектор α - полярный угол)

Для выяснения касательной составляющей силы тяжести действия силы Q рассмотрим сечение ячеи плоскостью АА, перпендикулярной её радиусу и плоскости диска. В этом сечении на зерно будет действовать сила Q. Разложим её на две составляющие:

силу $R = Q\cos\beta$ – параллельную направляющей грани ячеи, и $N'' = Q\sin\beta$ _ перпендикулярную ей, т.е. на зерновку, находящуюся в ячеи действуют:

движущая сила $R = Q\cos\beta$

сила трения зерновки, о боковую грань

$F' = (P_u - N')f$

сила трения зерновки о направляющую грань ячеи $F'' = N''f$

где f – к-т трения зерновки о ячею.

Составим уравнение равновесия при условии $\omega^2 R > g\cos\alpha$

Направление сил трения F' и F'' будет противоположным направлению силы R. Тогда не учитывая влияние наклона направляющей и боковых граней ячеи, получим с некоторым приближением:

$$R = F' + F'' = (P_u - N')f + N''f$$

подставляя приведённые выше значения для F' и F'' получим:

$$P = Q \cdot \cos\beta = G \sin\alpha \cos\beta;$$

$$G \sin\alpha \cos\beta = f\left(P_u - G\cos\alpha\right) + G \sin\alpha \sin\beta f;$$

$$G \sin\alpha \cos\beta - Gf \sin\alpha \sin\beta = f\left(P_u - G\cos\alpha\right);$$

$$G \sin\alpha (\cos\beta - tg\varphi \sin\beta) = tg\varphi\left(P_u - G\cos\alpha\right);$$

$$G \sin\alpha \cos(\beta + \varphi) = \frac{G}{g}\omega^2 R \sin\varphi - G \sin\varphi \cos\alpha$$

После проведения ряда преобразований, имеем:

$$\sin\alpha \cos(\beta + \varphi) + \sin\varphi \cos\alpha = \sin\varphi\left(\frac{\omega^2 R}{g}\right) \Rightarrow$$

$$\omega = \sqrt{\frac{g}{R}\left[\frac{\sin\alpha}{\sin\varphi}\cos\left(\beta + \varphi\right) + \cos\alpha\right]} \qquad (22)$$

С уменьшением значения φ, т.е. повышением степени чистоты поверхности при выбранном значении α увеличивается значение ω, что влияет на увеличение производительности триера.

Значение угла β принимают для всех ячей равным 45…50° (0,78…0,87рад). Угол α выбирают в пределах 32…45° (0,56…0,78рад). Для определения максимально допустимой угловой скорости следует подставить в уравнение значения радиуса диска.

3.3 Основные параметры для расчета и конструирования триеров.

Производительность цилиндрического триера Q (кг/с) в первом приближении определяют по формуле:

$$Q = qF$$

Где F - площадь триерной поверхности, см^2

q- удельная нагрузка на триерную поверхность, кг/(см^{2}с)(зависит от очищаемой культуры и вида очистки).

Удельная нагрузка триерной поверхности величина эмпирическая и определяется по справочным таблицам. Для поверочных расчетов производительности цилиндрического триера определяется по другой формуле, выявляющей взаимосвязь основных конструктивных и кинематических факторов:

$$Q = \frac{10^2 \cdot \pi \cdot D \cdot L \cdot n \cdot x \cdot \delta \cdot k}{60 \cdot a}, \text{ кг/с} \qquad (28)$$

Где D - диаметр цилиндра, м;

L- длина цилиндра, м;

n- частота вращения, мин.$^{-1}$;

x- число ячеек на 1м^2 триерной поверхности;

δ - средняя масса зерна выбираемого одной ячейкой, кг;

k- коэффициент использования ячеистой поверхности

a- содержание зерен мелкой фракции в исходном зерне, %;

Величина внутреннего диаметра цилиндра установлена по ГОСТ 9331-60-400, 500, 600, 800 мм.

Число ячеек x на 1м^{2}триерной поверхности определяется по формуле Г.Т.Павловского:

$$x = A \diagup dy \qquad (29)$$

Где A- опытный коэффициент;

y- показатель степени;

d- диаметр ячейки.

Таблица 4

Значения величин A и y для штамповальных и фрезерованных ячеек выбирают по таблице:

Диаметр d, мм	A	y
2,5…12,0	$4{,}3\ 10^5$	1,80
1,5…5,5	$4{,}62\ 10^5$	1,65
6,0…12,0	$5{,}39\ 10^6$	1,80

Коэффициент использования ячеистой поверхности зависит от очищаемой культуры и вида очистки.

При очистке пшеницы от коротких примесей $k = 0{,}03 \div 0{,}035$, а при очистке от длинных примесей $k = 0{,}16 \div 0{,}18$.

Производительность дискового триера.

Q (кг/с) в первом приближении определяют по формуле:

$$Q = 2Fzq = 2\pi(R_1^2 - R_2^2)zq \quad (30)$$

Где F – площадь ячеистой поверхности на одной стороне диска, см2;

R_1 - радиус диска по внешним ячейкам, м;

R_2 - радиус диска по внутренним ячейкам, м;

z - число рабочих дисков в машине.

Для поверочных расчетов производительность дискового триера можно определить по формуле:

$$Q = \frac{10^2 \cdot 2 \cdot Fznx\delta k}{60a}$$

Где n - частота вращения дисков, мин$^{-1}$;

x - число ячеек на одной стороне диска.

Число ячеек на одной стороне диска можно определить приблизительно по формуле:

$$x = \frac{\pi(D^2 - d^2)}{4(l+b)^2}$$

Где D - наружный диаметр диска, мм;

d - внутренний диаметр диска, мм;

l- размеры стороны ячейки, мм;

b- ширина перемычки между ячейками, мм.

Наружный диаметр дисков выбирают по конструктивным соображениям, придерживаясь стандартных значений: обычно D = 380, 460, 630 мм. Внутренний диаметр d определяют из соотношения:D/d=1,65.

В триерах А9-УТК-6 и А9-УТО-6 D =630мм, d = 380мм.

Число дисков подсчитывают по формуле (30) при заданной производительности и известных значениях q,R_1 и R_2. Обычно на одном валу устанавливают не более 30 дисков.

В триере А9-УТК-6 – 22 диска, а в триере А9-УТО-6 – 16 дисков.

Удельная нагрузка принимается в расчетах по справочным таблицам и определяется исходя из вида очистки и типа используемого триера.

Таблица 5

Удельная нагрузка (кг/м^{2}с) при очистке зерна различных культур.

Культура	Удельная нагрузка ,	
	цилиндрический	Дисковый
1. Пшеница от коротких примесей (куколь и др.)	0,20…0,23	0,22…0,27

2. Пшеница от длинных примесей (овсюг и др.)	0,16…0,18	0,14…0,19
3. Рожь от коротких примесей	0,20…0,22	-
4. Овес от коротких примесей	0,18…0,19	-
5. Ячмень от коротких примесей	0,15…0,17	-
6. Гречиха от коротких или длинных примесей (овес, рожь, вика)	0,16…0,19	-
7. Разделение продуктов шелушения овса	0,14…0,16	0,1…0,15
8. Отбор ломаных зерен из обработанного риса	0,19…0,20	-
9. Контроль отходов машин: куколеотборочных овсюгооторочных	 0,08 0,06	 - -

Триеры А9-УТК-6 и А9-УТО-6 должны обеспечивать эффективность очистки не ниже 80% количество зерна основной культуры в отходах не должно превышать 2% по отношению к массе отходов у куколеотборочной машины А9-УТК-6 и 5% для овсюгоотборочной машины А9-УТО-6.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Основная

1.Байкин С.В., Курочкин А.А., Шабурова Г.В., Афанасьев А.С. Технологическое оборудование для переработки продукции растениеводства/ Под редакцией А.А. Курочкина - М.: КолосС, 2007.- 445 с.

2.Технологическое оборудование предприятий отрасли (зерноперерабатывающие предприятия): учебник / Л.А. Глебов, А.Б. Демский, В.Ф. Веденьев, М.М. Темиров, Ю.М, Огурцов. М.: ДеЛи принт, 2006.- 816с.

3.Демский А.Б., Веденьев Ф.Ф. Оборудование для производства муки, крупы и комбикормов. Справочник.- М.: ДеЛи принт, 2005.- 760с.

Лекция № 5

Машины для выделения трудноотделимых примесей.

Назначение, область применения и классификация машин для разделения зерновых примесей на фракции по совокупности физико-технологических свойств. Машины для выделения примесей отличающихся формой и коэффициентом трения. Машины для выделения примесей, отличающихся плотностью и коэффициентом трения.

1. Назначение и область применения.

Зерно, как и другие сыпучие материалы, отличается от жидкостей характером и величиной взаимодействия отдельных частиц. Если сыпучую массу привести в движение, то различие физических свойств (плотность, размеры, форма, коэффициенты внешнего и внутреннего трения) отдельных частиц обусловят их взаимное перемещение. Это явление, называемое самосортированием, наблюдается при любом движении, в том числе при возвратно-поступательном и круговом поступательном движении рабочих органов машины, в которых находится зерно. Естественно, что в подобных случаях нужно рассматривать плотность как физический признак характеризующий особенности отдельных зёрен.

Часто зерно содержит так называемые “минеральные примеси”, которые вследствие сопоставления по геометрическим размерам не отличаются от зёрен основной культуры и относят к разряду трудноотделимых.

Правилами организации и ведения технологического процесса на мукомольных заводах и комбикормовых заводах содержание минеральных примесей строго регламентировано. Например, в зерне, направляемого из элеватора и складов в зерноочистительное отделение мукомольного завода содержание сорной примеси не должно превышать 2%, в том числе вредной не более 0,2%. В числе вредной примеси содержание головки и спорыньи (отдельно или вместе) не должно превышать 0, 05%.Минеральная примесь в зерне не допускается свыше 0,3%.

В зерне, направляемом из зерноочистительного в размольное отделение, содержание сорной примеси не должно быть более 0,4%, в том числе куколя не более 0,1%, вредной примеси не более 0,05%, минеральные примеси вообще не допускаются.

На комбикормовых заводах в каждом виде очищенного зерна, направляемого на измельчающие машины, содержание минеральных примесей не должно превышать 0,25%

Таблица1 -Ограничительные показатели качества зерна поставляемого на мукомольные заводы.

Показатели	Пшеница	Рожь
Влажность при сортовых помолах	12,5	12,5
при других	2,0	2,0
В том числе		
Всех видов минеральной примеси	0,3	0,03
Вредной примеси	0,2	0,2
В числе вредной примеси		
Горчаки, вязеля	0,04	0,04
Спорыньи, головки	0,05	0,05
Куколя	0,5	0,5
Зерновая примесь, %	5,0	4,0
В том числе, проросших зёрен	3,0	3,0
Количество клейковины на помол, %		
Сортовой	25,0	-
Обойный	20,0	-
Качество клейковины /не ниже/	2-й группы	

Зерно, содержащее головнёвые мешочки, маранные или синегузочные зёрна необходимо обрабатывать на моечных машинах.

Семена куколя – ядовиты. Попадание в хлеб уменьшает его объём и структуру, придаёт голубоватый цвет, вызывает горечь во рту.

Грибки-паразиты (микозы) к которым относят склероции спорыньи, меточки и споры головни. Употребление хлеба с примесью спорыньи вызывает болезнь – эрготизм. Проявляется в головокружениях, слабости, судорогах в конечном счёте к параличу дыхательного центра. При отравлении ядовитыми веществами спорыньи может резвится гангрена конечностей .

Зёрна в которых в бородке скапливается много спор головни называют синегузочными. Мука из головнёвых зёрен имеет неприятный запах. При заражении вонючей головнёй мука и хлеб – триметил аммиака.

Б) Примеси животного происхождения.

В) Ядовитые семена сорняков: вязеля разноцветного, горошка ползучего, плевела опьяняющего.

Таблица2 -Ограничительные кондиции для зерна, поступающего на зерноперерабатывающие предприятия

	Зерно направляемое			
	В хранилище		В З.О.О. мукомольного завода	
	Пшеница	рожь	пшеница	рожь

Влажность, % с применением мойки при сортовых помолах при отсутствии мойки при обойных помолах	15,5	15,5	12,5 14,0 15,0	
Сорная смесь, % На М.З. с комплектным оборудованием	2,0	2,0	2,0 1,0	2,0
Вредная примесь	2,0	2,0	2,0	2,0
В числе вредной примеси:				
А) горчака, вязеля	0,1	0,1	0,04	0,04
Б) головни, спорыньи (грибки)	0,15	0,15	0,05	0,05
Куколя	0,5	0,5	-	-
Зерновая примесь,%				
В том числе проросших зёрен	5,0	4,0	5,0	4,0
Клейковина количество, % не менее	3,0	3,0	3,0	3,0
Сортовой помол				
Обойный	25,0			
Качество не ниже группы	20,0 2-й		Должна обеспечиваться выработка стандартной муки	

2. Классификация машин для выделения трудноотделимых примесей.

Все машины для выделения примесей отличаются от зёрен основной культуры можно разделить на следующие группы по принципу действия:

1) разделение по плотности: осуществляется на гидравлических машинах;
2) разделение по форме и коэффициенту трения: на фракционных или спиральных сепараторах;
3) разделение по плотности и коэффициенту трения: на камнеотделительных машинах конструкции А.Ф. Григоровича;
4) разделение по плотности и аэродинамическим свойствам: на вибропневматических камнеотделительных машинах, пневмосортировальных сторах;
5) Разделение по состоянию поверхности и диэлектрическим свойствам с помощью электромагнитных сепараторов.

Электромагнитные сепараторы для выделения примесей, отличающихся состоянием поверхности широко распространены для очистки семян в сельском хозяйстве, но мало используются в промышленности по хранению и переработке зерна. Спиральные сепараторы также применяются редко, лишь для контроля отходов. Поэтому остановимся на машинах выделяющих из зерновой смеси трудноотделяемые примеси отличающиеся формой, коэффициентом трения, плотностью и аэродинамическими свойствами.

3. Машины для выделения примесей отличающихся формой и коэффициентом трения.

Простейшим фрикционным сепаратором является наклонная плоскость, расположенная над поверхностью на определённом расстоянии (Н). Движение частицы по наклонной поверхности будет происходить при условии:

$$T = G \cdot \sin\alpha > F_{mp} = G \cdot \cos\alpha \cdot f$$

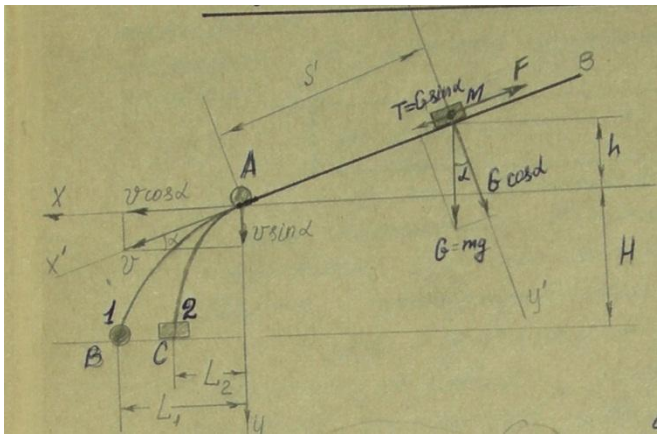


Рис.1.

В этом устройстве движение каждой частицы состоит из двух периодов, совпадающих во времени с соответствующими стадиями сепарирующего процесса: а) движения частиц с наложенными связями по наклонной поверхности до точки выброса А и б) свободного полёта по параболам АВ и АС. При

этом частицы с разными поверхностями имеют различную скорость определяющую траекторию полёта (АВ или АС).

Теория подобных сепараторов базируется на известной взаимосвязи между силами $G_1=m_1g$, $G_2=m_2g$ и коэффициентами внешнего трения f_1 b f_2 частиц, скользящих по наклонной поверхности.

$$\frac{F_1}{F_2}=\frac{f_1 m_1 g\cos\alpha}{f_2 m_2 g\cos\alpha}=\frac{f_1 m_1}{f_2 m_2}=\frac{f_1\gamma_1 V_1}{f_2\gamma_2 V_2}$$

где γ_1,γ_2-плотность частиц

V_1, V_2- объём частиц

При $m_1=m_2$ и $f_2>f_1$ частица «2» окажется в точке С, а частица «1» в точке В.

Для определения скорости перемещения частицы в первом периоде её движения напишем дифференциальное уравнение движения, которое без учёта сопротивления воздуха имеет вид.

$$m\frac{d\vartheta}{dt_1}=T-F=mg\sin\alpha-mg\cos\alpha\cdot f \qquad (3)$$

где t_1-время движения частицы по наклонной плоскости в интервале от точки приёма до точки выброса.

После преобразования получаем:

$$d\vartheta=g(\sin\alpha-f\cos\alpha)dt_1$$

проинтегрировав, получаем скорость с которой частица движется по наклонной поверхности:

$$\vartheta=gt_1(\sin\alpha-f\cos\alpha)+C \qquad (4)$$

где С- постоянная интегрирования.

При $t_1=0$ $\vartheta=\vartheta_0=C$,где

ϑ_0-начальная скорость частицы в несвободном периоде её движения или в первой подготовительной стадии сепарационного процесса. При $\vartheta_0=0$ С=0, таким образом

$$\vartheta=gt_1(\sin\alpha-f\cos\alpha)=gt_1(\sin\alpha-tg\varphi\cos\alpha)$$

$$\vartheta=gt_1\frac{\sin(\alpha-\varphi)}{\cos\varphi} \qquad (5)$$

Для определения условия полёта неизвестно t_1

Определим время t_1 движения частицы по наклонной поверхности. Как известно

$$\vartheta=ds/dt_1 \quad => \quad ds=\vartheta\cdot dt_1$$

$$ds=gt_1\left(\frac{\sin(\alpha-\varphi)}{\cos\varphi}\right)dt_1$$

, откуда

$$S=\frac{gt_1^2}{2}\frac{\sin(\alpha-\varphi)}{\cos\varphi}+C_2$$

При $t_1=0, S=0$ и $C_2=0$, поэтому

$$S=\frac{gt_1^2}{2}\frac{\sin(\alpha-\varphi)}{\cos\varphi} \qquad (6)$$

Из уравнения (6)

$$t_1 = \sqrt{\frac{2S\cos\varphi}{g\sin(\alpha-\varphi)}} \quad (7)$$

Если задача первого периода движения частиц (первой стадии процесса) состоит в создании условий для их выброса в точке А с разными скоростями, то задача второго периода (второй стадии процесса) – в их разделении, что и выполняется в течении свободного движения частиц по параболам различной кривизны.

В общей форме для второй стадии процесса можно записать:

$$L = \vartheta t_2 \cos\alpha \quad (8)$$

$$H = \vartheta t_2 \sin\alpha + gt_2^2/2 \quad (9)$$

где t_2 -время свободного падения.

Представляя уравнение (9) как квадратное уравнение $gt_2^2/2 + \vartheta t_2 \sin\alpha - H = 0$ можно по известным формулам записать решение для t_2

$$t_2 = \frac{\sqrt{\vartheta^2\sin^2\alpha + 2gH} - \vartheta\sin\alpha}{g} \quad (10)$$

Тогда подставляя найденное значение t_2 в уравнение (8) получаем:

$$L = \vartheta\cos\alpha\,\frac{\sqrt{\vartheta^2\sin^2\alpha + 2gH} - \vartheta\sin\alpha}{g} \quad (11)$$

При наличии в сепарируемом материале частиц с коэффициентами трения f_1 b f_2 для одной частицы можно записать:

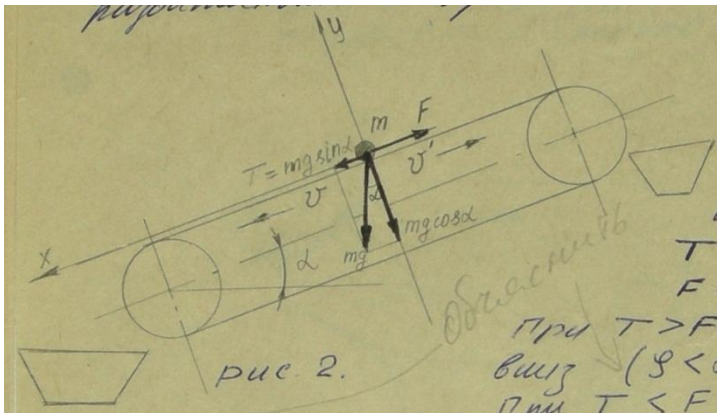
$$L_1 = \vartheta_1\cos\alpha\,\frac{\sqrt{\vartheta_1^2\sin^2\alpha + 2gH} - \vartheta_1\sin\alpha}{g}$$

для другой

$$L_2 = \vartheta_2\cos\alpha\,\frac{\sqrt{\vartheta_2^2\sin^2\alpha + 2gH} - \vartheta_2\sin\alpha}{g}$$

Таким образом используя неподвижную наклонную плоскость как фрикционное устройство, можно разделить смесь на отдельные фракции, отличающиеся между собой коэффициентами трения и формой частицы.

В производстве наиболее широко распространён фрикционный сепаратор с активной движущейся поверхностью, представляющий собой ленточный транспортёр рабочее полотно которого располагается под углом α относительно горизонтальной поверхности.



Очевидно, что условие движения частиц вверх или вниз определится соотношением сил: T и F

$$T = mg\sin\alpha$$

$$F = mg\cos\alpha\cdot f$$

При T>A частицы двигаются вниз ($\varphi < \alpha$)

При T<F частицы двигаются вверх ($\varphi > \alpha$)

Производительность машины Q(кг/с) можно определить по формуле:

$$Q = 10^{-3} \cdot B \cdot \vartheta \cdot z \cdot g \cdot k \quad (12)$$

где B – ширина ленты, м;

ϑ - скорость ленты, м/с;

Z-количество зёрен, укладывающихся в один слой на 1 м^2 полотна;

g- масса 1000 зёрен, кг

k-коэффициент загрузки полотна; k=0,1…0,15.

4. Машины для выделения примесей, отличающихся плотностью и коэффициентом трения.

Вибропневматический способ разделения зерновой смеси использован в малогабаритных камнеотделительных машинах А1-БКВ, А1-БКР, которые применяют для обработки промежуточной фракции, содержащей минеральные примеси, после камнеотделительной машины с сетчатыми плоскими поверхностями А1-БОК, а также на рисозаводах. В состав комплектного оборудования мукомольных заводов входят вибропневматические камнеотделительные машины Р3-БКТ; Р3-БКТ-100; Р3-БКТ-150.

Эффективность работы камнеотделительных машин определяют так же как и эффективность работы других зерноочистительных машин, т.е. по содержанию минеральных примесей до и после очистки зерна. Работу камнеотделительных машин считают эффективной, если обеспечивается выделение 95% минеральных примесей.

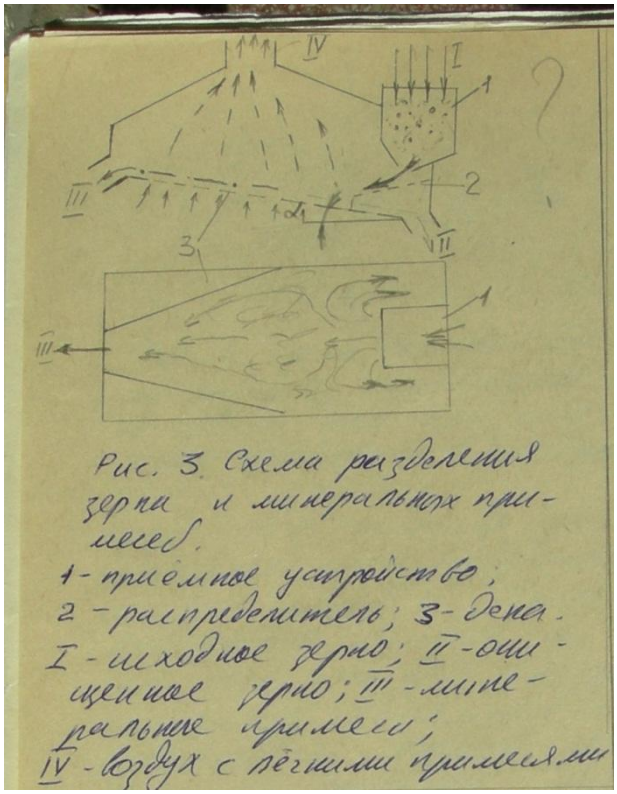
Вибропневматический способ разделения зерновой смеси заключается в сочетании процессов разрыхления зернового слоя до состояния псевдожижения, самосортирование частиц зерновой смеси по плотности и послойного транспортирования компонентов с различными скоростями по различным направлениям.

Процесс выделения из зерна минеральных примесей на рабочем органе – наклонной сортирующей поверхности (деке) в условиях восходящего воздушного потока (без просеивания) можно рассматривать следующим образом. При совместном воздействии вибраций сортирующей поверхности и потока воздуха происходит разрыхление слоя зерна, при этом снижается коэффициент внутреннего трения и зерновая смесь переходит в состояние псевдожижения. В таком слое создаются условия для эффективного самосозревания разнородных компонентов. Частицы с большей плотностью и меньшими размерами опускаются в нижние слои, достигая сортирующей поверхности, а частицы с меньшей плотностью поднимаются в верхние слои. В расслоенной зерновой смеси происходит процесс вибрационного перемещения разнородных (продуктов) компонентов в противоположных направлениях.

Транспортирование вверх по сортирующей поверхности создаётся в результате определённого сочетания кинематических параметров: угла наклона, коэффициента трения сортирующей поверхности, подачи, нагрузки. При отсутствии воздушного потока все компоненты зерновой смеси движутся вверх по сортирующей поверхности. При наличии аэрирующего воздействия воздуха псевдожиженный слой зерна, практически не подвергаемый транспортирующему воздействию деки, «течёт» как жидкость под уклон и разгружается в нижней широкой части деки. Тяжёлые минеральные частицы, находящиеся в нижнем слое и имеющие наибольшее сцепление с шероховатой сортирующей поверхностью, транспортируются вверх против наклона деки и выводятся через верхнюю суженную часть.

На эффективность и производительность камнеотделительных машин вибропневматического принципа действия оказывают существенное влияние следующие факторы: частота, амплитуда и направление колебаний, скорость воздушного потока, угол наклона деки и коэффициент трения минеральных примесей ей поверхности, различие в плотности зерна и минеральных примесей, нагрузка и влажность зерна.

Принципиальная схема работы камнеотделительной машины представляется следующим образом:



Исходное зерно I из приёмного устройства 1 попадает на сетчатую поверхность распределителя 2, продуваемую воздухом и двумя равными потоками поступает на деку 3. На деке происходит разделение зерна и минеральных примесей по схеме описанной выше. В результате минеральные примеси III транспортируются в верхнюю часть деки и выводятся из машины, а очищенное зерно II «течёт» в нижнюю часть и выводится с противоположной стороны. Лёгкие примеси уносятся воздухомIV через вытяжное устройство и отделяются в фильтре.

Для определения кинематического режима работы камнеотделительной машины рассмотрим схему сил, действующую на частицу массой “m” расположенной на рабочей поверхности колеблющейся деки. Ввиду того что за время одного оборота кривошипа привода деки в колебательное движение, ускорение плоскости деки изменяет знак, то изменяет направление на противоположное и сила инерции частицы материала, находящегося на поверхности деки. Следовательно, наиболее относительное перемещение частиц по поверхности деки будет в тех случаях, когда дека находится в крайнем правом и крайнем левом положении.

На рис. 4 представлена схема сил, действующих на частицу при направлении силы инерции справа на лево, а на рис.5 слева направо.

Определим условия для движения частицы, когда кривошип находится в первом квадранте и вращается по часовой стрелке. При неравномерном движении деки с ускорением «а» направленным вправо возникает сила инерции $P_и$ направленная слева кроме того, частица будет находиться под действием подъемной силы воздушного потока $T_в$, силы тяжести G, и силы трения F. Скорость воздушного потока подбирают близкой к скорости витания зерна той культуры, которая направляется в сепаратор. Подъемная сила воздушного потока обеспечивает отрыв зерна от поверхности деки и создание псевдожиженного слоя. Не подверженный транспортирующему воздействию, за счет силы тяжести, слой зерна стекает вниз. Кинематический режим работы камнеотделительной машины должен обеспечить движение минеральных частиц вверх с учетом всех сил и связей действующих на них.

Условие движения частицы вверх будет определяться из соотношения сил:

$P_{ик} \cos\alpha + T_в \sin\alpha > G \sin\alpha + F_{тр}$ (1)

Где $F_{тр} = (G \cos\alpha + P_{ик} \sin\alpha - T_в \cos\alpha) f$

Левая часть соотношения, складывающаяся их составляющих силы инерции $P_{ик} \cos\alpha$ и подъемной силы воздуха $T_в \sin\alpha$, будет стремиться сдвинуть частицу вверх, а правая часть соотношения, включающая в себя силу трения, вызванную нормальным давлением $G \cos\alpha + P_{ик} \sin\alpha - T_в \cos\alpha$ и составляющую силы веса $mg \sin\alpha$ будет препятствовать движению.

Равновесное состояние частицы определится уравнением:

$$m\omega^2 r \cos\omega t \cos\alpha + cF\rho_в \vartheta^2 \cdot \sin\alpha - mg \sin\alpha =$$

$$= mg \cos\alpha + m\omega^2 r \cos\omega t \sin\alpha - cF\rho\vartheta^2 \cos\alpha \, \underline{f} \quad (2)$$

т.к максимальное амплитудное значение сила инерции будет иметь при $\cos\omega t = 1$, то уравнение 2 примет вид:

$$m\omega^2 r \cos\alpha + cF\rho_в \vartheta^2 \cdot \sin\alpha - mg \sin\alpha =$$

$$= mg \cos\alpha \cdot tg\varphi + m\omega^2 r \sin\alpha \cdot tg\varphi - cF\rho\vartheta^2 \cos\alpha \cdot tg\varphi \quad (3)$$

Решив уравнение 3 относительно $r\omega^2 m$ получим:

$$m\omega^2 r(\cos\alpha - \sin\alpha \cdot tg\varphi) = mg\cos\alpha \cdot tg\varphi + mg\sin\alpha -$$

$$- cF\rho\vartheta^2 \sin\alpha - cF\rho\vartheta^2 \cos\alpha \cdot tg\varphi$$

$$m\omega^2 r(\cos\alpha - \sin\alpha \cdot tg\varphi) = mg(\cos\alpha \cdot tg\varphi + \sin\alpha) -$$

$$- cF\rho\vartheta^2(\sin\alpha + \cos\alpha \cdot tg\varphi)$$

проведя ряд преобразований, получим следующее:

$$\frac{m\omega^2 r}{mg} = (1 - \frac{cF\rho\vartheta^2}{mg}) \cdot \frac{\sin\alpha + \cos\alpha \cdot tg\varphi}{(\cos\alpha - \sin\alpha \cdot tg\varphi)}$$

учитывая ,что $\frac{cF\rho\vartheta^2}{mg}$ =$К_п$- коэффициент парусности.

а, $\frac{\sin\alpha + \cos\alpha \cdot tg\varphi}{(\cos\alpha - \sin\alpha \cdot tg\varphi)} = tg(\varphi + \alpha)$

$$\frac{\omega^2 r}{g} = (1 - K_n\vartheta^2) \cdot tg(\varphi + \alpha) \quad (4)$$

$\frac{\omega^2 r}{g} = K_{вв}$ - показатель кинематического режима

для обеспечения перемещения частицы вверх необходимо чтобы

$$K_{вв} = \frac{\omega^2 r}{g} > (1 - K_n\vartheta^2) \cdot tg(\varphi + \alpha) \quad (5)$$

используя формулу 5 можно определить число оборотов вала кривошипа механизма привода.

$$\omega = \frac{\pi n}{30}$$

Учитывая равенство и подставляя его в 5 получим:

$$\frac{\pi^2 n^2}{30^2} \frac{r}{g} > (1 - K_n\vartheta^2) \cdot tg(\varphi + \alpha) \quad =>$$

$$n_{вв} > 30\sqrt{\frac{(1 - K_n\vartheta^2) \cdot tg(\varphi + \alpha)}{r}} \quad (6)$$

Причём неравенство 6 правильно при условии $1 - K_n\vartheta^2 > 0$ или $K_n\vartheta^2 < 1$

Т.е в том случае, если подъемная сила воздушного потока меньше силы тяжести частицы находящейся на поверхности деки:

$$T_в' = cF\rho\vartheta^2 < mg = G$$

Основным условием нормального протекания процесса сепарации на камнеотделительной машине является безотрывное движение минеральных частиц по поверхности деки. Условие

безотрывного движения частицы по поверхности деки будем рассматривать при положении кривошипа во II квадранте, когда сила инерции $P_и$ направлена слева направо, а вертикальная составляющая $P_{и.н.} \sin\alpha$ стремиться оторвать частицу от сепарирующей поверхности.

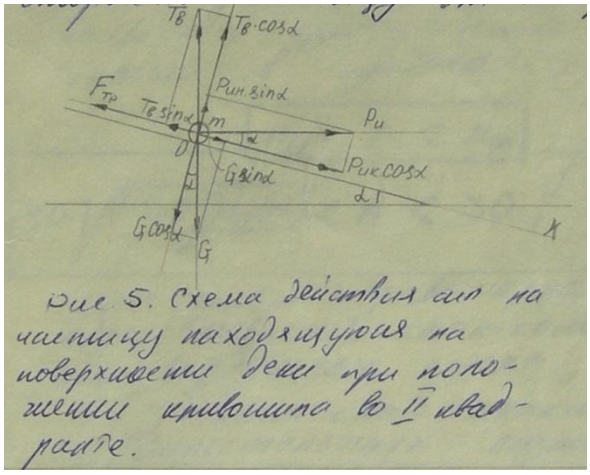


Рис 5. Схема действия сил на частицу находящуюся на поверхности деки при положении кривошипа во II квадранте.

Определим условие не подбрасывания, спроецировав действующие на частицу силы, на ось ОУ

$T_в \cos\alpha + P_{ин} \sin\alpha < G \cos\alpha$ (7)

Подставим значения $T_в$, $P_{ин}$ и G в формулу (7) и запишем в развернутом виде.

$CF\rho\vartheta^2 \cos\alpha + m\omega^2 r \cos\omega t \sin\beta < mg \cos\alpha$.

При минимальном амплитудном значении силы инерции ($\cos\omega t = 1$) последнее выражение примет вид:

$CF\rho_в\vartheta^2 \cos\alpha + m\omega^2 r \sin\beta < mg \cos\alpha$.

Решим это неравенство относительно $m\omega^2 r$

$$m\omega^2 r \sin\alpha < mg\cos\alpha - cF\rho_в\vartheta^2 \cos\alpha$$

$$\frac{\omega^2 r}{g} < \frac{\cos\alpha}{\sin\alpha} - \frac{CF\rho_в\vartheta^2}{mg\cdot\sin\alpha}\cdot\cos\alpha$$

Проведя ряд преобразований получаем:

$$\frac{\omega^2 r}{g} < (1 - K_П\vartheta^2)/tg\alpha \quad (8)$$

$$\omega c\frac{\omega^2 r}{g} = K$$ - показатель кинематического режима

т.о. для движения минеральных частиц без отрыва от поверхности деки показатель кинематического режима должен быть меньше $(1 - K_n\cdot\vartheta^2)/tg\alpha$. Заменив в неравенстве

$$\omega = \frac{\pi n}{30}$$ получим формулу для определения предельной частоты вращения кривошипа в минуту при которой частица не отделяется от поверхности деки.

$$\frac{\pi^2 n^2}{30^2}\frac{r}{g} > (1 - K_n\vartheta^2)/tg\alpha \Rightarrow$$

$$n_{пр} \le 30\sqrt{\frac{1 - K_n\vartheta^2}{r\cdot tg\alpha}} \quad (9)$$

Т.о. действительная частота вращения приводного кривошипного вала должна находиться в пределах:

$$n_{вв} < n < n_{пр}$$

$$30\sqrt{\frac{(1-K_n\vartheta^2)\cdot tg(\varphi+\alpha)}{r}} < n < 30\sqrt{\frac{1-K_n\vartheta^2}{r\cdot tg\alpha}}$$

При этом правомерность данного выражения обусловливается соотношением подъемной силы воздушного потока и силы тяжести.

При обработке отходов после камнеотделительной машины и на очистке зерновой смеси от минеральных примесей было установлено, что технологическая эффективность очистки зерна от гальки, независимо от концентрации ее в исходной смеси от 0,12 до 5,67% и от 3,06 до 31,51%, составляет 99,6…100%.

Содержание нормального зерна в отходах полученных после машины А1 – БКВ во всех случаях незначительно и колеблется в пределах от 0 до 0,6%.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Основная

1.Байкин С.В., Курочкин А.А., Шабурова Г.В., Афанасьев А.С. Технологическое оборудование для переработки продукции растениеводства/ Под редакцией А.А. Курочкина - М.: КолосС, 2007.- 445 с.

2.Технологическое оборудование предприятий отрасли (зерноперерабатывающие предприятия): учебник / Л.А. Глебов, А.Б. Демский, В.Ф. Веденьев, М.М. Темиров, Ю.М, Огурцов. М.: ДеЛи принт, 2006.- 816с.

3.Демский А.Б., Веденьев Ф.Ф. Оборудование для производства муки, крупы и комбикормов. Справочник.- М.: ДеЛи принт, 2005.- 760с.

Лекция № 6

Машины для выделения металломагнитных примесей.

1. Назначение, область применения, классификация.
2. Определение потребной силы притяжения электромагнитных примесей при использовании подковообразного магнита (магнитной подковы)
3. Определение потребной силы, притяжения металломагнитных примесей при использовании магнитного сепаратора с вращающимся барабаном.

1. Назначение, область применения.

В зерновой смеси поступающей на мукомольные и крупяные заводы, а также в продуктах переработки зерна и готовой продукции (муке, крупе) могут быть примеси из металломагнитных материалов, которые невозможно выделить в обычных аппаратах или триерах.

Металломагнитные примеси разнообразны по размерам форме и происхождению: случайно попавшие предметы(гвозди, кусочки металла, железной руды и т.п.) и частицы попавшие в продукт в результате износа рабочих органов машины. Особенно опасно и нежелательно попадание металломагнитных примесей в готовую продукцию. В следствии этого содержание их в готовой продукции строго регламентируется (не более 3 мг/кг). Величины отдельных частиц в линейном измерении не должна превышать 0,3 мм, а масса отдельных крупинок или шлака не должна быть более 0,4 мг.

В технологическом процессе переработки зерна предусмотрена установка магнитной защиты:

На мукомольных заводах: после бункеров для неочищенного зерна и дозаторов; перед обоечными машинами и триерами; вторым этапом холодного кондиционирования и доувлажнения ; перед вальцевыми станками и бичевыми вымольными машинами, а также на контроле готовой продукции.

На крупяном заводе магнитную защиту устанавливают перед триерами, обоечными, шелушильными, шлифовальными и полировальными машинами и контроле готовой продукции.

2. Определение потребной силы притяжения для подковообразного магнита.

Процесс разделения механических смесей по магнитным свойствам, основан на использовании различая в магнитной восприимчивости компонентов зерновой смеси. Магнитная восприимчивость характеризует способность тела намагничиваться при воздействии на него внешнего магнитного поля. Для успешного излечения металломагнитных частиц необходимо чтобы магнитная сила $F_м$ действующая на них, была равна и не превышала бы проекцию на направление ее действия, равнодействующей всех механических сил $F_{ув.}$, испытываемых частицами.

$F_м \geq F_{ув}$

Необходимо также, чтобы эти силы направлены были в разные стороны.

Для определения потребной силы притяжения рассмотрим положение частицы, перемещающейся по наклонной плоскости и находящейся в зоне действия подковообразного магнита (рис.1)

Действующая на частицу сила тяжести G разложится на две составляющие:

$T = G \cdot \sin\alpha$ - движущая сила;

$Q = N = G \cdot \cos\alpha + P_1$ - принимающая к плоскости сила, вызывающая силу трения.

$F = (N + P_1) f = (G\cos\alpha + P_1) f$

Выделение (остановка) частиц возможно при условии:

$(N + P_1) \cdot f = F_{тр} \geq F_{дв} = T$

Где P_1 – сила притяжения магнита.

Подставляя значение N и T, находим:

$(G\cos\alpha + P_1) f > G\sin\alpha$

Откуда

$$P_1 \geq \frac{G}{f}\sin\alpha - G\cos\alpha = \frac{G\sin(\alpha - \varphi)}{\sin\varphi} \qquad (1)$$

При таком отношении магнит удерживает остановившуюся частицу на месте.

Данные расчеты справедливы для самотечных магнитных сепараторов в виде магнитных колонок с постоянным или электромагнитом. Промышленностью выпускаются магнитные сепараторы У1-БМ3 – с дисковыми магнитами, У1-БМП – с плоскими и У1-БММ – с кольцевыми магнитами. Постоянные дугообразные магниты в магнитных колонках типа БКМ и БКМА. Как правило основой подобных сепараторов является цилиндрический или прямоугольный корпус, встроенный в самотечные транспортные линии, в котором на шарнирах установлен поворотный кронштейн-державка магнитного держателя. Для нормальной работы необходимо очищать поверхность магнита один раз в семь-восемь дней.

На ряде предприятий имеют место магнитные сепараторы с вращающимся барабаном с неподвижным или подвижным магнитом.

Определим потребную силу притяжения магнитного сепаратора с вращающимся барабаном для выделения металломагнитных примесей. Обозначим (рис. 2) через G – силу тяжести притягиваемой частицы; $P_и = m\omega^2 r$ - центробежную силу, направленную по радиусу барабана где

ω - угловая скорость вращения барабана;

r – радиус барабана.

Для удержания частицы на поверхности барабана скорость ее относительного движения по поверхности барабана должна быть равна нулю, то есть она не отделиться, если $T \leq F$ или

$$G\sin\alpha \leq (P_r - P_u - G\cos\alpha) \cdot f \qquad (10)$$

Где P_r - сила притяжения магнита, действующая по радиусу;

f - коэффициент трения частицы;

Таким образом:

$$P_r \geq G\left(\frac{\sin\alpha}{f}+\cos\alpha\right)+P_u \qquad (11)$$

После преобразований приобретет

$$P_r \geq G\frac{\sin(\alpha+\varphi)}{\sin\varphi}+P_u \qquad (12)$$

Методика расчета магнитных сепараторов.

При исследовании процесса магнитной сепарации зерна на электромагнитных сепараторах была определена методика расчета времени осаждения металломагнитных частиц. Оно рассчитывается приближенно из выражения:

$$t_K=\frac{0{,}0038}{F_0\cdot 0{,}59}+\left(\frac{h}{h_1}\right)\varphi \qquad (14)$$

Где F_0 - сила притяжения на поверхности полюсов магнитной системы;

h – исходная толщина слоя;

h max – предельно допустимая толщина слоя;

φ - угловой коэффициент, определяющий степень точности измерения и рассчитывается:

$$\varphi=0{,}93-0{,}0028c \qquad (15)$$

где c - коэффициент, характеризующий шаг магнитной системы.

Коэффициент шага магнитной системы для электромагнитных сепараторов определяется как

$$c=\pi/S$$

Где S - шаг магнитной системы.

При расчете магнитных сепараторов встречаются следующие практические задачи:

a) Определение характеристики магнитного поля;
b) Определение длины рабочей зоны;
c) Определение предельно допустимой производительности существующего магнитного сепаратора.

Эти расчеты проводят на основании следующих основных параметров, определяющих процесс магнитной сепарации:

- Силовой характеристикой источника магнитного поля и характером распределения магнитного поля в рабочей зоне сепаратора;
- Рабочей протяженностью магнитного поля;
- Толщиной слоя и скоростью перемещения сепарируемого материала;
- Характеристикой сепарируемого материала по крупности, насыпной массе, коэффициенту трения и коэффициенту сопротивления среды.

a) Определение характеристики магнитного поля

Известна зависимость производительность сепаратора Q от ширины рабочей зоны B, толщины слоя h сепарируемого материала, плотности и скорости транспортирования $Q=Bh\gamma\vartheta_0$.

(17)

1. Зная производительность Q, толщину слоя h, плотность сепарируемого продукта γ определяем скорость транспортирования из формулы (17)

$$\vartheta_0 = \frac{Q}{Bh\gamma}$$

2. Зная длину рабочей зоны L и начальную скорость движения продукта, определяем время нахождения продукта в рабочей зоне сепаратора, которое является критическим временем осаждения примесей

$$t_{кр} = \frac{L}{\vartheta_0}$$

3.Зная $t_к$ и $c = \pi / S$ - коэффициент шага магнитной системы из формул (14) и (15)

$$F_0 = \sqrt{\frac{0{,}0038}{0{,}59\left(t_к - \frac{h}{h_1}\varphi\right)}}$$

определяем необходимую силу притяжения магнитной системы .

b) Определение длины рабочей зоны.

1. По формуле 17 определяем толщину слоя сепарируемого материала h при известной производительности, характеристики магнитного поля и скорости транспортирования продукта

$$h = \frac{Q}{B\gamma\vartheta_0}.$$

2. По формуле (14) определяем время осаждения металломагнитной частицы на поверхности барабана (экрана).

3. Зная время осаждения и скорость транспортирования, определяют длину рабочей зоны

$$L = \vartheta_0 \cdot t_{кр}$$

c) Определение предельно допустимой производительности.

При решении этой задачи необходимо определить максимальную толщину слоя сепарируемого материала.

1. Зная длину рабочей зоны L и среднюю скорость движения сепарируемого материала ϑ_0 определяем $t_{\max}$ осаждения примесей

$$t_{\max} = L / \vartheta_0$$

2. Из формулы (14) определяем предельно допустимую толщину слоя h_{max} сепарируемого материала.

3. Предельно допустимую производительность Q_{max}

$$Q_{\max} = Q_0 \frac{h_{\max}}{h_0}$$

где Q_o- исходная производительность магнитного сепаратора.

h_o - исходная толщина слоя сепарируемого материала.

Толщина слоя продукта, перемещаемого по магнитам, должна быть не более 5…7 мм, для мучных продуктов и 10…12 мм для зерна и крупы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Основная

1.Байкин С.В., Курочкин А.А., Шабурова Г.В., Афанасьев А.С. Технологическое оборудование для переработки продукции растениеводства/ Под редакцией А.А. Курочкина - М.: КолосС, 2007.- 445 с.

2.Технологическое оборудование предприятий отрасли (зерноперерабатывающие предприятия): учебник / Л.А. Глебов, А.Б. Демский, В.Ф. Веденьев, М.М. Темиров, Ю.М, Огурцов. М.: ДеЛи принт, 2006.- 816с.

3.Демский А.Б., Веденьев Ф.Ф. Оборудование для производства муки, крупы и комбикормов. Справочник.- М.: ДеЛи принт, 2005.- 760с.

Лекция № 7

Машины для сухой обработки поверхности зерна.

Назначение, область применения и классификация обоечных машин. Теория бичевого барабана. Методика расчета и конструирования обоечных машин. Определение производительности обоечных и щеточных машин.

1. Назначение и область применения.

Обоечные машины применяют для обработки верхних покровов зерна:

- На мукомольных заводах для сухой очистки поверхности зерновок пшеницы и ржи от пыли, а также для частичного отделения плодовых оболочек и зародыша;
- На крупяных заводах для снятия цветковых оболочек с ячменя и овса;
- На комбикормовых заводах для снятия оболочек с пленчатых культур при выработке некоторых видов комбикормов.
- На элеваторах для обламывания остей овса и риса, что облегчает последующую разгрузку силосов.

На мукомольных заводах, оснащенных комплектным оборудованием, очистка поверхности зерна от пыли, надорванных в процессе обработки плодовых оболочек, а также отделение зародыша и бородки, осуществляется в вертикальных обоечных машинах типа Р3 – БМО или в горизонтальных обоечных машинах типа Р3 – БГО. В подготовительном отделении эти машины используют дважды: вначале после триерного блока или концентратора, а затем после отволаживания.

Основной рабочий орган обоечных машин – вращающийся бичевой ротор 2, установленный в неподвижном сетчатом цилиндре 3. Между бичами и цилиндром устанавливают определенный зазор.

Исходное зерно I поступает в приемное устройство 1 и, пройдя, магнитную защиту, распределяется по кольцевому зазору между бичевым ротором 2 и сетчатым цилиндром 3 зерно, продвигаемое гонками в осевом направлении, отбрасывается под действием центробежных сил к сетчатому цилиндру, подвергаясь тем самым многократным ударам, трению о ситовую поверхность и между самими зерновками. В результате пыль, песок, частицы плодовых оболочек, зародыши и бородка отделяются от зерна и проходят через отверстия сита в выпускной бункер (II), а зерно подается в пневмосепарирующий канал 4, где удаляются легкие примеси VI. Очищенное зерно после обработки подается на последующую переработку, а продукты шелушения – в отходы.

Технологическую эффективность очистки оценивают снижением зольности зерна, при этом нормируют его дробление. Обработка зерна в обоечных машинах станет эффективной, если снижение зольности будет не менее 0,02, а количество битых зерен увеличивается не более чем на 1%.

Коэффициент снижения зольности (%) определяют по формуле

$$z = z_1 - z_2 \quad (1)$$

Где z_1 ; z_2 - зольность зерна соответственно до и после машины.

Зольность зерна (%) определяют по формуле:

$$z = \frac{m_3}{q(100-\omega)} \cdot 100 \quad (2)$$

Где m - абсолютная масса золы, г;

q - масса навески, (г);

ω - влажность зерна, %.

Щеточные машины применяют для очистки поверхности и бороздки зерна от пыли и снятия надорванных оболочек, образующихся после пропуски через обоечные машины.

3. Основные сведения для расчета и конструирования.

3.1. Основное уравнение барабана.

Поскольку основным рабочим органом обоечной машины является бичевой барабан , то логически обоснованно будет использовать для анализа физических процессов и конструкторских расчетов теорию молотильного барабана, предложенную академиком В.П. Горячкиным.

Энергетическая оценка работы бичевого барабана характеризуется уравнением предложенным В.П. Горячкиным, который писал: «…энергия барабана расходуется на удары вследствие ударного изменения скорости соломы (или вороха), масса которой непрерывно присоединяется к массе барабана, а потом покидает его…».

Введем ряд обозначений:

P_1 - сила удара;

Δt - время удара;

ϑ - скорость барабана;

Δm - масса, воспринимающая удар.

В соответствии с законом теоретической механики о количестве движения: «приращение количества движения материальной точки за некоторый промежуток времени равно сумме импульсов приложенных сил за тот же промежуток времени» можно записать:

$$P_1 \Delta t = \Delta m \vartheta \quad (1)$$

Откуда сила удара будет

$$P_1 = \frac{\Delta m}{\Delta t} \vartheta$$

Или

$$P_1 = q \vartheta \quad (2)$$

Где q – подача массы в обоечную машину в единицу времени.

Однако, кроме ударного воздействия, барабан производит перетерание хлебной массы. Академик В.П. Горячкин в своих рассуждениях исходил из того, что сопротивление подбарабанья (сетчатого цилиндра в обоечной машине) пропорционально полному окружному усилию работающего барабана. Тогда если обозначить полное окружное усилие через P и коэффициент пропорциональности через f, получим:

$P = P_1 + Pf$.

Подставим в последнее выражение значение P_1 из формулы (2) и решим его относительно P:

$$P = \frac{q \vartheta}{1 - f} \quad (3)$$

Коэффициент f В.П. Горячкин назвал коэффициентом перетирания.

Для определения мощности N_1, необходимой на процесс обработки зерна, умножим обе части уравнения (3) на окружную скорость бичевого барабана:

$$N_1 = \frac{q \vartheta^2}{1 - f} \quad (4)$$

Полная мощность N, необходимая для привода работающего бичевого барабана определится:

$N = N_1 + N_2$ (5)

Где N_2 - мощность, потребная на преодоление вредных сопротивлений, то есть мощность холостого хода барабана.

Мощность, необходимая для преодоления вредных сопротивлений, определится по эмпирической формуле:

$$N_{2=} A\omega_{+} B\omega^3$$

Где $A\omega_{-}$ потери на трение в подшипниках;

$B\omega^3$ - потери на преодоление сопротивления воздушной среды;

ω - угловая скорость бичевого барабана.

Поскольку работа производится за счет ускорения, а барабан совершает вращательное движение, то, обозначив момент инерции барабана I , угловое ускорение , приведем уравнение (5) к виду:

$$N - N_2 = \frac{q\vartheta^2}{1-f} = I\omega\frac{d\omega}{dt} \quad (7)$$

Выражение (7) является основным уравнением бичевого барабана.

3.2. Анализ уравнения барабана. Критическая скорость вращения бичевого барабана.

При равномерной загрузке обоечной машины зерновой массой ход барабана будет также равномерным и мощность привода его за вычетом потерь на вредные сопротивления будет:

$$N - N_2 = \frac{q\vartheta^2}{1-f} \quad (8)$$

Если прекратить подачу зерновой массы в обоечную машину, то образовавшийся избыток мощности сообщит барабану дополнительное ускорение, названное В.П. Горячкиным приходом углового ускорения. Принимая во внимание, что мощность холостого хода N_2 слишком мала, а при отсутствии подачи $N_1 = 0$, уравнение (7) примет вид:

$$N = I\omega\frac{d\omega}{dt}$$

Откуда определимся приход углового ускорения:

$$\frac{d\omega}{dt} = \frac{N}{I\omega}$$

Как видно из уравнения (9), приход углового ускорения от двигателя мощностью N тем больше, чем меньше момент инерции барабана I и угловая скорость ω. Графическая зависимость прихода углового ускорения от угловой скорости представляет собой кривую гиперболу (рис. 1)

При возобновлении подачи хлебной массы в обоечную машину избыток мощности, сообщивший барабану дополнительное ускорение, будет поглощаться процессом обивания. Это явление Н.П. Горячкин называл расходом углового ускорения, который определится из уравнения (7)

$$\frac{d\omega}{dt} = \frac{q\vartheta^2}{(1-f)I\omega}$$

Заменив в этом выражении на получим:

$$\frac{d\omega}{dt} = \frac{qr^2\omega}{(1-f)I} \quad (10)$$

Графическая зависимость выражения (10) на рис. 2 представлена прямой 2. Как видно из уравнения (10) расход углового ускорения будет тем больше, чем меньше момент инерции барабана.

В точке пересечения гиперболы 1 и прямой 2 (рис. 2) наступает равенство прихода и расхода угловых ускорений, а скорость барабана в этом случае называется критической. Следовательно, приравняв правые части уравнений (9) и (10) можно определить угловую скорость для этого случая:

$$\frac{N}{I\omega} = \frac{qr^2\omega}{(1-f)I} \Rightarrow$$

$$\omega_{кр} = \sqrt{\frac{N(1-f)}{gr^2}} \quad (11)$$

Для обеспечения надежной работы обоечной машины рабочая скорость барабана должна быть меньше критической.

На практике же выбор окружной скорости бичей барабана обоечной машины осуществляется исходя из условия неразрушения зерна при механическом воздействии.

Окружная скорость бичей при обработке разных культур должна быть ниже той величины, при которой разрушается зерно. В соответствии с законом динамики о количестве движения приращения количества движения материальной точки за некоторый промежуток времени равно сумме импульсов приложенных сил за тот же промежуток времени.

$$m(\vartheta_2 - \vartheta_1) = Pt_1 \quad (12)$$

Где m– масса одного зерна, кг;

ϑ_2 - скорость зерна после удара его бичами, м/с;

ϑ_1 -скорость до удара, м/с;

P- сила, приложенная к зерну при соприкосновении с бичами, Н (достаточной для обработки поверхности зерна, но значительно меньше силы сопротивления его разрушению);

t - продолжительность удара, с

при $\vartheta_1 = 0$ имеем

$$\vartheta_2 = Pt / m \quad (13)$$

Пример: определить max скорость бичей необходимую для обработки зерна, если

P=45 Н, $t=10^{-5}$, $m=3*10^{-5}$ кг $\vartheta_2 = Pt/m = \frac{45 \cdot 10^{-5}}{3 \cdot 10^{-5}} = 15$ м/с

Выбор окружной скорости вращения ротора обоечной машины зависит от технологического назначения машины физических свойств обрабатываемого зерна, удельной допустимой нагрузки абразивной поверхности, продольного уклона бичей, радиального зазора между обечайкой и наружной кромкой бича, микрогеометрии рабочей поверхности абразивного цилиндра.

Кинематические параметры обоечных машин с абразивным цилиндром

Показатели	Очистка		Шелушение			
			ячменя		овса	
	пшеницы	Рожи	Крупной фракции	Мелкой фракции	Крупной фракции	Мелкой фракции

Окружная скорость, м/с	13…15	15…18	17…18	19…20	18…19	21…22
Радиальный зазор, мм	25…30	20…25	20…22	16…18	22…25	17…20
Продольный уклон бичей, %	10…12	8…10	7…8	6…7	10…11	8…9

Для пшеницы – q=0,3 кг/м^{2}с на машинах с абразивным цилиндром;
- q=1,25 кг/м^{2}с на машинах со стальным цилиндром.

Для ржи - q=0,24 кг/м^{2}с на машинах с абразивным цилиндром;
- q=1,15 кг/м^{2}с на машинах со стальным цилиндром соответственно.

Потребную мощность электродвигателя для обоечных машин определяют по удельной мощности в зависимости от перерабатываемой культуры по формуле (15).

По Соколову А.Я., удельные нагрузки при обработке пшеницы для обоечных машин (справочник А.Б. Демского) .

В машинах с металлотканой поверхностью

Вертикальных	1,5…3,0
Горизонтальных	5,0…8,0

В горизонтальных машинах

С абразивной наждачной поверхностью	1,0…1,2
Со стальной поверхностью	4,0…4,5

Потребную мощность электродвигателя

N = Q n

Где Q – производительность т/и;

N – удельный расход электроэнергии, кВт ч/т

Производительность машины Q (кг/с) определяют по формуле

$$Q = k\pi DLq \quad (14)$$

Где D – диаметр цилиндра, м;

L - длина рабочей части цилиндра, м

q - удельная расчетная нагрузка, зависящая от особенностей перерабатываемого зерна и технологического назначения машины, кг/(м^{2}с);

k - коэффициент, учитывающий размеры рабочей поверхности цилиндра. k=0,8…0,95

Установлены следующие нормы расчетной загрузки внутренней поверхности цилиндра при переработке зерна на мукомольных заводах:

Производительность Q (кг/с) щеточных машин с горизонтальной осью вращения определяют в зависимости от нагрузки на единицу внутренней поверхности щеточной деки, соприкасающейся с наружным диаметром щеточного барабана.

$$Q = k\pi RLq \quad (16)$$

Где k – коэффициент длины дуги;

R - внутренний радиус щеточной деки, м;

L - длина деки, м;

q - удельная дерновая нагрузка на деку кг/(м^{2}с).

В щеточных машинах БЩП и БЩМ дуга деки имеет центральный угол 201^o, поэтому k = 1,1 и тогда формула (16) имеет вид:

$$Q = 3{,}5RLq \quad (17)$$

Технологическая эффективность работы щеточных машин характеризуется снижением зольности зерна на 0,02…0,04%, степенью отделения надорванных оболочек зерна, количеством отходов, ориентировочно равным 0,2…0,3% массы пропущенного через машину зерна с зольностью отходов в пределах 5,0…6,5%

Потребную мощность N (кВт) для привода щеточного барабана можно определить по формуле:

N = nQ

Где n – удельная мощность кВт ч/т;

n = 0,7…0,9 кВт ч/т для щеточных машин.

Работу обоечных (щеточных) машин оценивают по производительности, снижению зольности зерна, содержанию основного зерна в отходах, увеличению битого зерна. Для определения содержания основного зерна в отходах, а также увеличения битого зерна проводят количественно-качественный анализ 50 граммовой навески. Содержание основного зерна в отходах y_1(%) определяют по эмпирической формуле:

$$y_1 = x_{сх} - 3{,}28$$

где $x_{сх}$ - содержание сходовой фракции сита с размером отверстий 1,7 х 2,0 мм %;

3,28 - эмпирический коэффициент.

Определение основных параметров и режима работы бичевого ротора.

Основными параметрами бичевого ротора являются его линейные размены и количество бичей. К режиму работы относится окружная скорость, частота вращения и подача зерновой массы.

Установлено, что для обработки зерна различных культур окружная скорость ротора имеет предел, превышение которого приводит к дроблению зерна (например, для большинства культивируемых сортов пшеницы предельно допустимая скорость составляет 25-30 м/с).

Кроме окружной скорости, большое влияние на качество обработки оказывает частота ударов бичей по зерновой массе, то есть промежуток времени между ударами двух соседних бичей.

Если обозначить этот промежуток времени Δt, частоту вращения ротора n, число бичей M, то можно записать:

$$\Delta t = \frac{60}{nM}$$

В среднем Δt находится в пределах 0,004…0,008 с.

Для обоснования диаметра бичевого ротора рассмотрим основное уравнение барабана:

$$N - N_2 = \frac{q\vartheta^2}{1-f}$$

Откуда определим количество массы, обмолачиваемой каждой полезной единицей мощности приводного двигателя при $N_2 \approx 0$ получаем

$$\frac{q}{N} = \frac{1-f}{\omega^2 r^2} = \frac{4(1-f)}{\varpi^2 D^2}$$

Из уравнения видно, что количество (растительной) зерновой массы, перерабатываемой полезной единицей мощности, возрастает с уменьшением радиуса барабана. Однако при слишком

$$I = \frac{\pi d^4}{64}$$

малом диаметре уменьшается момент инерции ( ) и увеличивается вероятность завала машины. Поэтому соотнося оптимальное сочетание мощности двигателя и удельной нагрузки определяем D

$$D = 2\sqrt{\frac{N(1-f)}{q\omega^2}}$$

Практикой установлено, что D $\approx$

Выбрав скорость ϑ и диаметр ротора D можно определить его частоту

$$n = \frac{30\vartheta}{\pi r} = \frac{60\vartheta}{\pi D}$$

Число для определения из соотношения:

$$M = \frac{60}{n \cdot \Delta t} = \frac{\pi D}{nt \cdot \vartheta}$$

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Основная

1.Байкин С.В., Курочкин А.А., Шабурова Г.В., Афанасьев А.С. Технологическое оборудование для переработки продукции растениеводства/ Под редакцией А.А. Курочкина - М.: КолосС, 2007.- 445 с.

2.Технологическое оборудование предприятий отрасли (зерноперерабатывающие предприятия): учебник / Л.А. Глебов, А.Б. Демский, В.Ф. Веденьев, М.М. Темиров, Ю.М, Огурцов. М.: ДеЛи принт, 2006.- 816с.

3.Демский А.Б., Веденьев Ф.Ф. Оборудование для производства муки, крупы и комбикормов. Справочник.- М.: ДеЛи принт, 2005.- 760с.

Лекция № 8

Оборудование для обработки зерна водой и для его гидротермической обработки

Назначение и классификация машин для обработки зерна водой. Основы теории гидродинамической сепарации. Определение потребного количества воды для увлажнения зерна. Назначение и область применения аппаратов для ГТО. Классификация зерновых кондиционеров. Способы кондиционеров зерна и основные технологические режимы. Основы технологического расчета кондиционеров.

1. Увлажнение и мойка зерна – это процессы подготовки зерна к помолу, улучшающие степень его продовольственного использования. При увлажнении и последующем отволаживании в зерне происходят физико-биологические изменения, в результате которых облегчается отделение оболочек от зерна при незначительных потерях эндосперма, при мойке очищается поверхность зерна, выделяются тяжелые и легкие примеси, щуплые зерна, удаляются микроорганизмы.

Для увлажнения и мойки зерна на мукомольных заводах используют в основном три группы машин:

1. машины, в которых зерно увлажняют холодной или теплой водой с целью изменения при последующей гидротермической обработке его структурно-механических свойств;
2. машины для увлажнения зерна паром перед шелушением или плющением при переработке различных культур в крупу;
3. машины, в которых при мойке одновременно отделяются примеси, отличающиеся от основного зерна гидродинамическими свойствами.

Промышленностью выпускаются два типа увлажнительных машин:

- водоструйные для добавления воды в капельном состоянии А1-БШУ-1(1%); А1-БШУ-2(4…5%);
- водораспыливающие для добавления воды в распыленном состоянии; А1-БУЗ(1…3,8%); А1-БАЗ(0,1…1,1%).

Также комбинированные моечные машины с вертикальными отжимными колонками А1-БМШ(1,5…2,0%); Ж9-БМБ(2,2…2,5).

Стандартный процесс холодного кондиционирования зерна на мукомольных заводах, оснащенных комплектным высокопроизводительным оборудованием, включает три стадии увлажнения с двумя этапами отволаживания. Основное увлажнение происходит в машинах Ж9-БМБ 12 т/и или машинах мокрого шелушения А1-БМШ 5-6 т/и. Дозированное увлажнение обеспечивают аппараты А1-БУЗ 6 т/и и А1-БАЗ 12 т/и. Кроме этого применяются также машины для увлажнения А1-БШУ-1 12 т/и и А1-БШУ-2 6 т/и.

По «Правилам организации и ведения технологического процесса» моечную машину устанавливают при сортовых помолах пшеницы на втором этапе подготовки зерна к помолу:

- перед бункерами для первого отволаживания при холодном кондицианировании;

- перед воздушно-водяным кондиционером при горячем;
- перед влагоснимателями при скоростном кондиционировании.

Технологическая эффективность эксплуатации моечной машины характеризуют:

- увлажнение зерновой массы на 2,5 ÷ 3,5%;
- снижение зольности на 0,03%;
- отделение минеральных примесей;
- удаление вредных примесей (головки, семян и частей стебля полыни);
- устранение запаха;
- изменение количества битого зерна
- состав отходов.

Количество и качество отходов, получаемых после мойки, зависят от степени загрязненности зерновой массы, режимов работы машины и колеблются от 0,2 до 0,5%.

Недостаток: высокий удельный расход воды у машины Ж9-БМБ – 11 л/кг. Более перспективными являются в этом плане машины для мокрого шелушения где расход воды 0,24 л/кг при увлажнении на 1,5…2,0%. Кроме этого при использовании машин мокрого шелушения имеется возможность увлажнять те зерновые смеси, при обработке которых в моечной машине произошло бы переувлажнение. Вместе с тем эти машины эффективно очищают поверхность увлажненного зерна. Разделение зерновой смеси по плотности выполняется в камнеотделительных машинах.

2. Элементы теории гидродинамического сепарирования.

Разделение зерен на фракции в зависимости от конечных скоростей падения в воде называют гидродинамической классификацией или сепарированием.

На скорость падения в воде определяющее влияние оказывают такие факторы как:

- сила тяжести
- миделево сечение
- гидродинамическое сопротивление, зависящее от инерционно-вязкостного критерия – числа Рейнольдса.

При равенстве силы тяжести и гидродинамического сопротивления воды, скорость падения частицы в воде определяется как конечная скорость падения частицы.

Абсолютная масса частицы обуславливается ее размерами и плотностью. Следовательно используя конечные скорости падения в качестве определяющего признака можно подразделить частицы на фракции по плотности если размеры их одинаковы, а плотности различны. При равной же плотности, но разной абсолютной массе частицы можно подразделить по крупности М = $\vartheta\rho$

Чем больше различие в плотности частиц, тем легче их сепарировать. Этим и пользуются для выделения из основного зерна неполноценных зерен, а также тяжелых и легких примесей, поскольку при погружении в воду отношение абсолютных масс отдельных зерен и частиц увеличивается. Например: отношение плотностей полноценных зерен пшеницы и зерен пораженных головней составляет в воздухе 1,35 : 1,02 = 1,33, а в воде $\frac{1{,}35-1{,}0}{1{,}02-1{,}0}=17{,}5$, то есть увеличивается более чем в 12 раз.

Сила тяжести $G_в(н)$ действующая в воде на частицу объемом V($м^3$) и удельным весом $\gamma(Н/м^3)$ при погружении в воду с удельным весом (плотностью) $\gamma_в = 1 Н/м^3$

$$G_в = V(\gamma - 1) = V\gamma(\frac{\gamma-1}{\gamma}) = G\frac{\gamma-1}{\gamma} \quad (1)$$

Где $G = V \cdot \gamma$ - сила тяжести частицы в воздухе, Н

При свободном падении частицы в воду на нее действует сила тяжести $G_в$ и гидродинамическое сопротивление воды Р . Векторы этих сил равны, но противоположно направлены.

Характер движения частицы в воде определяется начальной скоростью вхождения ее в жидкую среду. При большой скорости падения частицы в воду обтекание ее водой происходит с завихрением струи воды на поверхности и особенно позади частицы. Такой характер движения воды называется турбулентным, а энергия частицы расходуется при этом на преодоление гидродинамического сопротивления воды. Если скорость падения мала, то обтекание частицы водой происходит параллельными слоями без завихрений. Подобный характер движения воды называется ламинарным. Энергия падающей частицы расходуется при этом на преодоление сопротивления вызываемого трением слоев воды у поверхности частицы.

(I) Закон гидродинамического сопротивления водной среды выражается уравнением:

$$P = \xi F \frac{\gamma_в \vartheta^2}{2g} \quad (2)$$

где ξ – коэффициент гидродинамического сопротивления, величина которого зависит от формы частицы и состояния ее поверхности;

F- площадь миделева сечения частицы, м^2;

ϑ - скорость падения частицы, м/с;

g - ускорение свободного падения м/с^2;

$\gamma_в$ - удельный вес, Н/м^3.

Точка уравнения движения частицы под действием указанных сил при турбулентном режиме обтекания ее водой будет выглядеть следующим образом:

Так как $m = L / g$, то после проведения ряда преобразований уравнение (3) можно переписать так:

$$\frac{d\vartheta}{dt} = \frac{\gamma - 1}{\gamma} g - \frac{\xi F \vartheta^2 \gamma_в}{2V\gamma} \quad (4)$$

Если сделать допущение, что частица имеет шарообразный вид, то тогда и сопротивление частиц шарообразной формы при падении в воду составляет 2/3 сопротивления частиц пластинчатой формы, тогда уравнение (4) примет вид:

$$\frac{d\vartheta}{dt} = \frac{\gamma - 1}{\gamma} g - \frac{\xi \vartheta^2 \gamma_в}{2d\gamma} \quad (5)$$

В начале движения при $\vartheta_0 = 0$, ускорение частицы будет наибольшим, не зависящим от размера d. С увеличением скорости ϑ гидродинамическое сопротивление воды будет возрастать и может достигнуть значения, при котором ускорение частицы практически станет равным нулю, после чего частица начнет двигаться с постоянной скоростью. Скорость движения можно определить из уравнения (5) при $\gamma_в = 1$ т/м^3.

$$(\gamma - 1)g = \xi \vartheta^2 / 2d$$

Откуда

$$\vartheta = 4{,}5\sqrt{\frac{(\gamma - 1)d}{\xi}} \quad (6)$$

Формула 6 действительна лишь для крупных частиц при падении которых вязкостное сопротивление намного меньше динамического.

(II) Для случаев падения мелких частиц в воду при ламинарном режиме необходимо учитывать главным образом сопротивление внутреннего трения воды, зависящее от абсолютной вязкости.

Динамическое сопротивление в том случае утрачивает свое значение. Конечную скорость падения частиц шаровидной формы в воде определяют по величине вязкостного сопротивления среды R(Н) в соответствии с законом Стокса:

$$R = 3\pi\mu d\vartheta_0$$

где μ – коэффициент динамической вязкости для воды при температуре $t^o = 20^o$ с $\mu \approx 1000$ Па*с;

d - диаметр шаровидной частицы, м;

ϑ_0 - скорость падения, м/с.

Сила тяжести при достижении частицей конечной скорости падения равна сопротивлению воды. Выражая обе силы в ньютонах, получаем:

$$\frac{\pi d^3}{6}(\gamma - 1) = 3\pi\mu d\vartheta_0$$

Откуда

$$\vartheta_0 = \frac{d^2(\gamma - 1)}{18\mu} = k_0 d^2(\gamma - 1)$$

Где k_0 =1/18

Теоретическое обоснование принципа гидродинамической классификации.

Если зерно ввести в восходящую струю воды, то при определенной скорости оно окажется во взвешенном состоянии.

Сопротивление воды $R_в$ обтекающей частицу шаровидной формы со скоростью «С» определяют из уравнения

$$R = \frac{2}{3}\frac{\xi c^2 F\gamma_в}{2g} = \frac{\xi c^2 F\gamma_в}{3g} \quad (8)$$

В случае равновесия частицы

$$G_в = V(\gamma - 1) = \frac{\gamma - 1}{\gamma}G = \frac{\xi c^2 F\gamma_в}{3g} \quad (9)$$

Подставив значение $F = \frac{\pi d^2}{4}, V = \frac{\pi d^3}{6}$ и $\gamma_в = 1$ найдем, что скорость восходящей струи воды:

$$c = 4{,}5\sqrt{\frac{(\gamma - 1)d}{\xi}}$$

Сравнивая значения скоростей C(10) и $\vartheta_0(6)$ можно сделать следующие заключения: чтобы зерно могла находиться во взвешенном состоянии в восходящей струе воды, скорость последней должна быть равной конечной скорости падения зерна в неподвижной воде: абсолютная масса для удержания во взвешенном состоянии двух зерен эквивалентных по размерам поперечного сечения d_1 и d_2 и обладающим удельным весом (плотностью) γ_1 и γ_2 отношение скоростей восходящих струй воды должно быть:

$$\frac{c_1}{c_2} = \sqrt{\frac{(\gamma_1 - 1)d_1}{(\gamma_2 - 1)d_2}}$$

Если размеры зерен одинаковы, плотность различна, то отношение этих скоростей выразится формулой:

$$\frac{c_1}{c_2} = \sqrt{\frac{\gamma_1 - 1}{\gamma_2 - 1}} \qquad (11)$$

Следовательно, струя воды, удерживающая тяжелые зерна в состоянии равновесия заставит легкие зерна подниматься и таким образом произойдет разделение по плотности.

Если плотность зерен одинакова, а площадь поперечного сечения различна, то:

$$\frac{c_1}{c_2} = \sqrt{\frac{d_1}{d_2}} \qquad (12)$$

В этих случаях зерна с большим диаметром потребуют и большей скорости восходящей струи воды.

Струя, удерживающая во взвешенном состоянии зерна большего диаметра поднимает мелкие зерна таким образом в восходящей струе воды зерна подразделяются на фракции по плотности или по размерам. Обобщающим признаком сепарирующей смеси служит разница между конечными скоростями падения зёрен в неподвижной воде.

Тяжёлые и крупные зёрна погружаются в воду быстрее, чем лёгкие и мелкие. Крупные лёгкие и мелкие тяжелые зерна могут падать вместе в тех случаях, когда большой размер одного зерна компенсируется большей плотностью другого.

Зерна называются равнопадающими, если их конечные скорости c_1 и c_2 равны, то есть

$$\sqrt{d_1(\gamma_1 - 1)} = \sqrt{d_2(\gamma_2 - 1)} \qquad (13)$$

Откуда коэффициент равнопадаемости (E) равен:

$$E = \frac{d_1}{d_2} = \frac{\gamma_2 - 1}{\gamma_{1-1}} \qquad (14)$$

Чем больше разница между размерами и плотностями у отдельных зерен, тем больше коэффициент равнопадаемости и тем легче они сепарируются.

Графически закон падания зерен в воде можно изобразить следующим образом. Если по оси абсцисс отложить $\sqrt{d}$, а по оси ординат C , то угол наклона прямых к оси абсцисс определяется величиной $\sqrt{\gamma - 1}$, то есть зависит от плотности зерен. Чем больше их плотность, тем больше угол.

Если плотность всех падающих зерен различна, то графически закон скоростей для легких зерен выразится прямой OB, а для тяжелых прямой OA.

Наглядно же действия закона падения зерен иллюстрируется на примере работы гидродинамического классификатора (рис. 2). Смесь зерна в классификатор подается с уменьшающимися скоростями c_1, c_2, c_3 …

В соответствии с законом в первое отделение будут попадать более тяжелые зерна с размерами d_1 и d_m поскольку скорость их падения больше чем скорости восходящей струи.

В следующее отделение, где скорость восходящей струи воды $c_2 < c_1$ будут падать зерна той же тяжелой фракции, но меньшего размера (от d_m до d_3) и зерна более легкой фракции размером d_1 и d_2.

Таким же образом можно определить размеры зерен легкой и тяжелой фракции падающих в остальные отделения и уносимые водой. Применять воду в качестве сепарационной среды можно только при разделении тел, у которых $\gamma_1 > 1$ или $\gamma_2 > 1$. Чтобы отделить примеси от зерна у которого $\gamma_1 < 1$ или $\gamma_2 < 1$, нужно применять жидкость с меньшей плотностью, чем вода. Можно также подобрать жидкость с такой плотностью, что зерна основной культуры будут тонуть, а легкие примеси и поврежденные зерна – всплывать. Таким образом, удаляя легкие частицы всплывающие, на поверхность можно добиться достаточно эффективной очистки зерна от легких примесей.

Потребное количество воды G(кг) для увлажнения зерна можно с достаточной точностью определить по уравнению

$$G = Q_3\left(\frac{\omega_2 - \omega_1}{100 - \omega_2}\right) \qquad (15)$$

Где Q_3 - масса зерна подвергающегося увлажнению, кг;

ω_1 - исходная влажность зерна, %;

ω_2 - требуемая влажность зерна после пропуска через увлажнительные аппараты, %.

Расход воды в водоструйных увлажнительных машинах составляет от 2 до 8 л на 1 тонну зерна в зависимости от степени его увлажнения, а в водораспыливающих машинах – 25…50 л на 1 т зерна. Следует отметить, что даже самое равномерное смачивание поверхности зерна водой не гарантирует получение зерна с одинаковой влажностью после его отволаживания, что объясняется процессом самосортирования. Для предотвращения самосортирования рекомендуется более интенсивно перемешивать зерно и выпускать его из бункеров после отволаживания через несколько выходных патрубков, то есть осуществлять поточное отволаживании.

Кроме этого, целесообразно подавать зерно в моющую ванну в зоне образования восходящих потоков воды, то есть против направления вращения зерновых шнеков. При поступлении зерна в зону нисходящих потоков, то есть по направлению вращения шнеков, в камнеотделительные шнеки впадает большое количество зерна.

Аппараты для гидротермической и тепловой обработки.

1. Цели и задачи кондиционирования
2. Способы кондиционирования
3. Основные параметры скоростного кондиционирования.

1.Цель и задачи кондиционирования

Гидротермическая обработка (ГТО) зерна – это совокупность мероприятий, выполняемых при подготовке зерна к переработке, в результате которой увеличивается эластичность оболочек и ослабляются связи между оболочками и эндоспермом. ГТО заключается в искусственном

воздействии на зерно воды и тепла с использованием фактора времени, температуры и относительной влажности окружающей среды.

Комплекс ГТО зерна включает: увлажнение, тепловую обработку(если применяют специальные аппараты) отволаживание и дополнительное увлажнение зерна перед I др.с. с коротким отволаживанием. При переработке зерна влажностью 12 % и ниже увлажнение и отволаживание нужно проводить последовательно в два этапа.

Зерно увлажняют в увлажнительных аппаратах, моечных машинах и скоростных кондиционерах. Тепловую обработку проводят в подогревателях, кондиционерах и влагоснимателях. Затем зерно направляют в бункера для отволаживания. Порядок использования оборудования и вид ГТО зерна определяется для каждого предприятия в соответствии с наличием установленного оборудования и утверждённой схемой тех. процесса.

Режимы ГТО и степень изменения первоначальных свойств зерна зависят от сорта, типа и района произрастания зерна данной партии, причём одним из главных показателей выбора режима ГТО является стекловидность зерна.

Основной задачей ГТО на мукомольных заводах является:

- улучшение мукомольных и хлебопекарных свойств зерна;
- создание условий для лучшего отделения эндосперма зерна от оболочек при его размоле;
- повышение выхода низкозольных крупок и дунстов, а следовательно, и увеличение выхода муки высоких сортов при меньших затратах электроэнергии.

При правильно выбранных режимах ГТО средневзвешенная зольность всей муки снижается, выход муки высших сортов может увеличен на 1…2%

2. Способы кондиционирования.

По виду обработки зерна различают следующие способы кондиционирования:

1) Холодное- зерно увлажняют водой температурой 15…20 ^{o}C. Порядок обработки зерна: моечная машина(2-3%) , аппарат для увлажнения (0,3-0,5%), бункер для отволаживания.

2) Горячее – зерно обрабатывают в воздушно-водяных кондиционерах. Порядок обработки зерна: моечная машина (для увлажнения на 2-3%); воздушно-водяной кондиционер, аппарат для увлажнения, бункер для отволаживания.

3) Скоростное – зерно увлажняют в специальных аппаратах (АСК), в которых для обработки зерна используют пар. Порядок обработки зерна: скоростной кондиционер(нагрев зерна до 50-60 ^{o}C за 30-50 с.), бункер, моечная машина (охлаждение до 25-30 ^{o}C), влагосниматель, аппарат для увлажнения, бункер для отволаживания.

4) Поверхностное – при этом способе происходит закупоривание капилляров оболочек зерна, что в совокупности с другими факторами ослабляет связи эндосперма зерна с алейроновым слоем.

5) Вакуумное – зерно прогревают и подсушивают в специальных аппаратах в условиях пониженного давления.

6) Перегретой водой (160 ^{o}C) и теплом инфракрасных лучей.

3. Аппараты для ГТО (классификация)

Аппараты для гидротермической и тепловой обработки в зависимости от назначения делят на три группы: для обработки зерна злаковых культур, крупяных культур и компонентов комбикормов.

К первой группе относят: подогреватели и кондиционеры. Для тепловой обработки крупяных культур используют подогреватели.

Кондиционеры в зависимости от теплоносителя подразделяются:

а) Водяные – зерно нагревается от стенок горячих водяных радиаторов, отбор влаги и охлаждение осуществляется атмосферным воздухом.

б) Воздушные – нагрев зерна и отбор влаги осуществляется горячим воздухом, охлаждается зерно атмосферным воздухом.

в) Воздушно- водяные – зерно нагревается от соприкосновения со стенками горячих водных радиаторов, отбор влаги осуществляется горячим воздухом, охлаждение зерна атмосферным воздухом.

г) Паровые- зерно одновременно нагревается и увлажняется паром, а охлаждение холодной водой или воздухом.

4. Основные параметры скоростных кондиционеров.

К основным параметрам скоростных кондиционеров относят производительность, степень увлажнения зерна, расход тепла (пара) и температуру зерна на выходе из аппарата. Эти показатели для современных скоростных кондиционеров в среднем составляют: увлажнение зерна на 2 %,

температура зерна на выходе из аппарата 55 °С, начальная влажность зерна – 14%, начальная температура 15 °С.

Конкретные значения степени увлажнения зерна и температуры зерна на выходе из аппарата задаются с технологическими свойствами зерна и необходимым тепловым воздействием на клейковину.

Общий расход тепла $Q_т$ (Дж/ч) на обработку зерна в аппарате АСК можно определить из следующей формулы:

$$Q_T = Q_H + Q_П$$

Где Q_H —расход тепла на нагрев зерна, (Дж/ч)

$Q_П$ - потери тепла в окружающую среду, (Дж/ч)

Расход тепла на нагрев зерна:

$$Q_H = Qc(t_K - t_H)$$

Где Q – производительность аппарата,(кг/ч)

С - удельная теплоёмкость зерна, Дж/(кг С°)

t_H и t_K – начальная и конечная температура зерна, °С

Потери тепла в окружающую среду, (Дж/ч)

$$Q_П = KF(t_c - t_{окр}) \qquad (2)$$

Где К – коэффициент теплопередачи, Дж/(м^2 ч °С)

F- наружная поверхность аппарата, м^2

t_c - температура корпуса, °С

$t_{окр}$ - температура окружающей среды, °С

По опытным данным, температура корпуса t_0 аппарата устанавливается как среднее значение между температурой конденсата t_n пара и средней температурой зерна в аппарате, т.е.

$$t_c = \frac{t_П + \frac{t_H + t_K}{2}}{2} \qquad (3)$$

Где t_n - температура конденсата пара, °С.

Подставляя значения Q_H, Q_n и t_c в первоначальное выражение получим:

$$Q_T = Qc(t_K - t_H) + KF\left(\frac{t_П + \frac{t_H + t_K}{2}}{2} + t_{окр}\right) \qquad (4)$$

Расход пара $Q_{пр}$ (кг/ч) будет:

$$Q_{пр} = Q_T / i_П \qquad (5)$$

Где $i_П$ - теплосодержание пара , Дж/кг (для аппаратов скоростного кондиционирования применяют пар с избыточным давлением 400…500 кПа)

Суммарное критическое (минимальное) живое сечение ($м^2$) выходных отверстий паровых форсунок находят из выражения:

$$S = \frac{Q_{пр}}{c_П}\sqrt{\frac{V}{P}} \qquad (6)$$

Где $Q_{пр}$ – расход пара, кг/с;

$c_П$ - скоростной коэффициент истечения пара; при насыщенном паре $C_п \approx 1{,}99$;

V - удельный объём пара перед соплом, $м^3$/кг

P - давление пара, кПа

Для влагоснимателя: количество теплоты $Q_и$ (Дж/ч), необходимой для испарения влаги и переносимой во влагосниматель нагретым воздухом:

$$Q_и = Q \cdot r\frac{\omega_1 - \omega_2}{100 - \omega_1} \qquad (7)$$

Где r - скрытая теплота парообразования Дж/(кг ч)

ω_1 и ω_2 -соответственно начальная и конечная влажность зерна в аппарате, %

Количество воздуха $Q_в^н$ ($м^3$/ч) которое необходимо падать во влагосниматель вычисляют по формуле:

$$Q_в^н = \frac{Q_и}{\gamma c^в (t_{вх} - t_{вых})} \qquad (8)$$

Где γ – плотность воздуха, кг/$м^3$, $\gamma = 1{,}2$

$c^в$ - удельная теплоёмкость воздуха, Дж/(кг ^oC)

$t_{вх}$ и $t_{вых}$ - соответственно температура входящего и выходящего воздуха, ^oC.

В настоящее время применяются следующие аппараты: подогреватель БПЗ – аппарат шахтного типа, непрерывного действия, подогрев зерна с -5 ^oC до +15 ^oC ;

Скоростной кондиционер АСК-5 работающий в комплексе с влагоснимателем (вискатором) В-5.

Для гидротермической обработки зерна крупяных культур (гречихи, проса, овса, пшеницы, риса) используют аппарат периодического действия А9-БПБ.

Лекция № 9

Технологическое оборудование для измельчения зерна и промежуточных продуктов

Классификация измельчающих машин и технологическая оценка процесса измельчения. Теоретические основы процесса измельчения зерна и продуктов его переработки. (Обобщенный закон измельчения Ребиндера). Основные характеристики мукомольных вальцов. Рифли вальцов, их параметры. Определение основных геометрических параметров вальцов. Определение производительности и энергоемкости вальцовых станков.

1. Грубое и тонкое измельчение твердых тел. Обобщенный закон измельчения. Оценка эффективности процесса измельчения.
2. Назначение, область применения и классификация измельчающих машин.
3. Основные сборочные единицы вальцевых станков.

3.1. Мукомольные вальцы.
3.2. Угол захвата и величина зазора между вальцами.
3.3. Питающий механизм.
3.4. Механизм для регулирования зазора между вальцами.
3.5. Механизм привода вальцов.
3.6. Производительность и энергоёмкость.

1. Грубое и тонкое измельчение твердых тел. Обобщенный закон измельчения. Оценка эффективности процесса измельчения.

Измельчением называют процесс разделение твердого тела на части в результате преодоления сил сцепления между его частицами, благодаря чему образуются новые поверхности. Условно измельчение считают грубым, если размер частиц после измельчения равен или больше $5мм$, если меньше, $5мм$ то измельчение считают тонким. В мукомольном производстве этот процесс поглощает 70% всех энергозатрат.

Теория измельчения материалов основывается на двух гипотезах: "поверхностной" гипотезе Риттингера (1867г), и "объёмной" гипотезе Кирпичева (1874г).

Гипотеза Риттингера предполагает, что работа необходимая для измельчения, пропорциональна вновь образованной поверхности измельченного материала, или, иначе, степени измельчения.

Согласно гипотезе Кирпичева, расход энергии на измельчение пропорционален объёму тела.

Исследования показали, что при определении работы более точные результаты при тонком измельчении получают по формулам, вытекающим из "поверхностной" гипотезы, а при крупном и среднем измельчении − по формулам, вытекающим из объёмной гипотезы. Следовательно, эти гипотезы дополняют одна другую.

В 1944 году академиком П.А. Ребиндером предложена, единая теория измельчения, объединяющая обе гипотезы.

Согласно его теории, работа, затрачиваемая на измельчение, в общем случае является суммой двух слагаемых:

$$A = \omega \cdot \Delta F + Ag \cdot \Delta v \quad (1)$$

где ω – удельная энергия, отнесенная к единице поверхности тела;

ΔF – поверхность тела, образующаяся при разрушении (вновь образованная поверхность);

Ag – удельная работа упругой и пластической деформации, отнесенная к единице объёма твердого тела;

Δv – объём тела, подвергающегося деформации.

Первый член этого выражения представляет собой энергию, расходуемую на образование новых поверхностей при разрушении тела, второй член уравнения относится к работе деформации в объёме тела.

При крупном дроблении образующаяся поверхность из-за больших размеров частиц исходного материала сравнительно небольшая.

В данном случае второй член $Ag \cdot \Delta v$ уравнения значительно превышает первый член $\omega \cdot \Delta F$. Поэтому расход энергии на дробление приблизительно пропорционален объёму твердого тела.

При тонком измельчении вновь образующаяся поверхность очень велика. Поэтому, в уравнении, отражающем этот процесс первое, составляющее во много раз больше второго и расход энергии на измельчение приблизительно пропорционален вновь образованной поверхности.

В развернутом виде формула обобщенного закона измельчения П.А. Ребиндера выглядит следующим образом:

$$A = A_0 + m\frac{\delta_p^2 \cdot v}{2E} + \omega \cdot \Delta F \cdot i^n \quad (2)$$

где A_0 – работа, обусловленная деформацией и износом рабочих органов измельчающих машин;

v – объём измельчаемого материала;

m – количество циклов деформации (измельчения) частиц материала;

δ_p – величина разрушающего напряжения измельчаемого материала;

E – модуль упругости измельчаемого материала;

ω – энергия образования 1 см^2 новой поверхности;

ΔF – величина вновь образованной поверхности;

$$i^n = \left(\frac{F_к}{F_н}\right)^n$$

где $F_к, F_н$ – конечная и начальная суммарная величина поверхности частиц измельчаемого материала, их отношение i есть степень измельчения.

Безразмерный коэффициент i^n учитывает конструктивные особенности измельчающих машин и условия процесса измельчения. Для случая тонкого измельчения показатель степени $n \rangle 0$.

При организации процесса измельчения следует стремиться к тому, чтобы затраты энергии, не связанные непосредственно с разрушением тела, были минимально возможными. В мукомольном, крупяном и комбикормовом производстве это может быть достигнуто в результате:

- уменьшение величины A_0, что обеспечивается изготовлением рабочих органов измельчающих машин из достаточно жесткого износостойкого материала.
- уменьшение числа циклов измельчения m, за счет сокращения протяженности технологического процесса, снижения числа систем.
- уменьшение величины разрушающего напряжения δ_p, что достигается путем направленного изменения структурно − механических свойств зерна посредством ГТО.
- измельчения материалов только до требуемой крупности.

Наибольшее значение имеет уменьшение величины δ_p.

Оценка эффективности процесса измельчения.

К показателям оценки эффективности процесса измельчения относят:

- степень измельчения
- удельную нагрузку на измельчающие машины
- удельную энергоёмкость процесса измельчения.

$$i = \frac{F_к}{F_н}$$

Степень измельчения представляет собой отношение . В мукомольном производстве её величина в пределах $20 \div 50$, в комбикормовом производстве до $300 \div 400$. Рассчитать степень измельчения трудно. Т.к. довольно сложно определить поверхность частиц сложной формы. Поэтому в мукомольном производстве для быстрой оценки степени измельчения принят другой показатель − общее измельчение продуктов на системе измельчения (коэффициент измельчения).

Под измельчением понимают количество проходовых частиц в продукте после измельчения, выраженное в процентах к массе отобранной для анализа пробы с учетом содержания проходовых частиц в продукте до измельчения.

$$И = \frac{П - Н}{100 - Н} \cdot 100, (\%)$$

где $П$ – количество проходовой фракции нижнего сита при просеивании продуктов измельчения $г$;

$Н$ – количество проходовой фракции нижнего сита при просеивании исходного продукта $г$;

Формула (3) упрощается при определении извлечения на I драной системе, т.к. исходным продуктом служит зерно, а не промежуточный продукт.

$$И^I = П_{изм} \cdot 100 \quad (4)$$

Правилами организации и ведения технологии процесса установлено, что извлечение определяют посредством просеивания навески продукта массой $100г$ на лабораторном рассеве ЛР-47 или РА-5 с двумя ситами в течении $3 \div 5мин$.

Для оценки степени измельчения компонентов применяют показатель, получивший название модуля крупности размола:

$$M = \frac{0{,}5P_0 + 1{,}5P_1 + 2{,}5P_2 + 3{,}5P_3}{100} \quad (5)$$

где P_0 - масса прохода через сито с отверстиями диаметром $1мм$;

P_1 - масса остатка на сите с отверстиями диаметром $1мм$, выраженная в процентах к массе всей пробы;

P_2 - масса остатка на сите с отверстиями диаметром $2мм$, выраженная в процентах к массе всей пробы;

P_3 - масса остатка на сите с отверстиями диаметром $3мм$, выраженная в процентах к массе всей пробы.

Для определения модуля крупности размола берут пробу измельченного продукта и просеивают на наборе сит с перфорированными отверстиями с указанными выше диаметрами отверстий. Общую массу пробы определяют как сумму масс:

$$P_0 + P_1 + P_2 + P_3 = P.$$

Удельную энергоёмкость процесса измельчения можно определить величиной расхода энергии на образование единицы новой поверхности частиц, т.е.

$$\Delta A = \frac{A}{F_к - F_н} = \frac{A}{\Delta F} \quad (6)$$

На практике удельную энергоёмкость процесса измельчения оценивают расходом энергии на 1т готовой продукции (муки, крупы, комбикормов).

Удельная нагрузка на измельчающие машины непосредственно определяет их производительность, поэтому она важна для экономической оценки процесса измельчения. Для вальцевых станков удельную нагрузку выражают в «кг» продукта на 1см длины пары вальцов в сутки. На мукомольных заводах этот показатель принимают в пределах от 60 до 330кг на 1см/сутки, в зависимости от типа помола и других условий.

2. Назначение, область применения и классификация измельчающих машин.

Измельчающие машины применяют на мукомольных заводах для размола зерна и продуктов его переработки, на комбикормовых заводах для дробления зерновых, минеральных и других компонентов комбикормов.

Измельчающие машины можно классифицировать по принципу действия и конструктивному исполнению.

По принципу действия машины подразделяют как измельчающие на основе:

1- сжатия и сдвига,
2- удара,
3- удара и истирания,
4- истирания и удара,
5- сжатия.

По конструктивному исполнению измельчающая машина может быть в виде:

а) Вальцевого станка, где зерно или промежуточные продукты измельчаются в клиновидном пространстве, образованном поверхностями двух цилиндрических параллельных вальцов,

вращающихся навстречу друг другу с разной частотой. Разрушение частиц происходит под действием деформаций сжатия и сдвига.

б) Жернового постава, где зерно измельчается под действием деформаций сжатия и сдвига перемещаясь между горизонтальными жерновами (нижний неподвижен, верхний вращается).

в) Молотковой дробилки, где зерно измельчается под действием удара стальных молотков, движущихся с большой скоростью, и трения о стальное штампованное сито.

г) Дискового измельчителя, где измельчение зерна происходит при ударном воздействии лопастей горизонтального вращающегося диска. Машины ударно- центробежного действия используют в дополнение к вальцевым станкам, они служат для доизмельчения, разрыхления продукта. К ним относят дисковый энтолейтор, штифтовый измельчитель – дезинтегратор, дисковый разрыхлитель – деташер.

д) Бичевой машины используемой для обработки промежуточных продуктов измельчения вальцевых станков с целью отделения частиц эндосперма от плодовых оболочек. Обрабатываемый продукт подвергается истирающе-ударному воздействию рабочего органа, в результате чего нарушается связь между эндоспермом и оболочками и они разделяются. Такие машины называются вымольными и устанавливают их в начальной стадии сортового помола пшеницы – драном процессе как дополнение к вальцевым станкам.

е) Плющильного станка, где деформация зерновки происходит при прохождении зерна через клиновидное пространство за счет сжимающего воздействия цилиндрических параллельных вальцов. Такая конструкция измельчающих машин нашла распространение среди машин для шелушения зерна в крупозаводах, с целью отделения от ядра цветочных пленок, плодовых и семенных оболочек.

3. Основные сборочные единицы вальцевых станков.

3.1. Мукомольные вальцы.

Являются рабочими органами вальцевых станков. По конструктивному исполнению выделяют три типа вальцов:

а) - цельные (массивные) однослойные

б) - цельные двухслойные

в) - полые двухслойные.

Используются вальцы диаметром 185, 250, 300мм, длина вальцов 1000, 800, 600мм.

а) Сплошную бочку цельного однослойного вальца отливают из одного малолегированного чугуна: глубина наружного отделенного слоя 10мм. Стальные цапфы, запрессованные в бочку на глубину 150…200мм, имеют снаружи три цилиндрические шейки:

1. диаметр 96мм – переходная;
2. диаметр 80мм – опорная;
3. диаметр 65мм – для посадки приводного шкива или шестерни.

б) В цельном двухслойном вальце наружный слой бочки толщиной до 40мм отливают из чугуна с повышенным содержанием хрома и никеля. Внутренняя часть бочки состоит из серого чугуна. Цапфы вальца по конструкции, как и в однослойном. Использование для наружного слоя чугуна специального состава при практически неизменной твердости (55-60 ед. по Шору у однослойных вальцов и 65-75ед. по Шору у двухслойных) позволило повысить износостойкость в 2,5 раза по сравнению с однослойными вальцами.

Конструкция полого вальца позволяет:

- снизить массу по сравнению с цельными вальцами на 114кг или на 29%(для вальца с размерами 250×1000)
- уменьшить расход электроэнергии
- снизить тепловое расширение вальцов при их нагревании за счет охлаждения водой.

При поступлении на завод вальцы обрабатывают с учетом типа вальцов. Существует два типа: Р - для нарезных вальцов, Г – для гладких. Глубина отделенного слоя у типа Р – 10мм, твердость 55-60ед. по Шору, структура 10% цементита и перлит в остальной части; глубина отделения у типа Г – 8мм, твердость 45-55ед. и структура цементит, перлит с графитом). Стойкость рифлей нарезных без учета типов вальцов – 14 дней, при сортовом помоле не более 1 месяца. При средней глубине отделенного слоя вальцов 6мм срок службы 2-2,5 года при нагрузке до 100 кг/см·сутки.

Двухслойные вальцы изготавливают методом центробежной отливки. Во вращающуюся со скоростью 60 рад/с изложницу заливают белый легированный чугун - толщина слоя 20-25мм после затвердевания заливают серый чугун с графитирующими свойствами.

Твердость верхнего слоя 50-52ед. по Роквеллу и по Шору – 68-71ед. Стойкость рифлей до 110 суток ресурс станка 25÷30 лет, вальца простого – 2,5…3 года за период до 10 компонентов.

3.2. Угол захвата и величина зазора между вальцами.

Минимально допустимый диаметр вальцов определим из условия захвата измельчаемой частицы при горизонтальном их расположении, одинаковой скорости вальцов и начальной скорости шарообразной частицы, равной нулю.

Частица диаметром $"d"$, до начала ее деформирования, действует на вальцы в точках A и A_1 по нормалям к касательным к поверхностям цилиндров с некоторым усилием $+P$.

В свою очередь, частица испытывает со стороны вальцов такие же усилия P^-. Вертикальные составляющие этих усилий $2P^- \cdot \sin\alpha_1$, стремятся вытолкнуть частицу из сферического клина, образуемого цилиндрическими поверхностями вальцов. Вертикальные составляющие сил трения $P \cdot \cos\alpha_1^0 \cdot f \times 2$ затягивают частицу в пространство между вальцами.

Составим уравнение равновесия сил, действующих на частицу в момент начала ее контакта с поверхностями вальцов (без учета массы частицы).

$$2P \cdot \sin\alpha_1 = 2 \times P \cdot \cos\alpha_1 \cdot f \quad (7)$$

Для того чтобы частица была между вальцами, необходимо соблюдать следующее неравенство:

$$2P \cdot \sin\alpha_1 \langle 2 \times P \cdot \cos\alpha_1 \cdot f \quad (8)$$

Т.е. затягивающие силы должны быть больше "выталкивающих", из уравнения (8):

$$\frac{\sin\alpha_1}{\cos\alpha_1} \langle f \quad \text{или} \quad tg\alpha_1 \langle tg\varphi \quad (9)$$

Следовательно, угол α_1, называемый углом захвата, должен быть меньше угла трения φ частицы о поверхность вальца.

Для определения $D_{\min}$ запишем следующее равенство:

$$\frac{1}{2} \cdot (D + b) = \frac{1}{2} D \cdot \cos\alpha_1 + \frac{1}{2} d \cdot \cos\alpha_1 \quad (10)$$

где D - диаметр вальцов,

b - зазор между вальцами,

d - диаметр частицы.

Откуда,

$$D = \frac{d \cdot \cos\alpha_1 - b}{1 - \cos\alpha_1} \quad (11)$$

Т.к. $\alpha \approx \varphi$.

Минимально допустимый диаметр вальцов по условию захвата частицы вальцами будет:

$$D_{\min} = \frac{d \cdot \cos\varphi - b}{1 - \cos\varphi} \quad (12)$$

Исходя из уравнения (12), определим минимальный диаметр вальцов при измельчении гороха в муку на вальцах с гладкой поверхностью. Для этого случая принимаем $d = 6мм$, $f = 0{,}37$, $\varphi = 20^0 20'$, $b = 0{,}2мм$. Тогда получаем

$$D_{\min} = \frac{6 \cdot \cos 20^0 20' - 0{,}2}{1 - \cos 20^0 20'} = 87 мм$$

Принимаемый на практике $D_{\min}$ вальцов равен $185 м$, а наиболее распространен диаметр равный $250 мм$, что вызвано требованиями обеспечения высокой жесткости вальцов. Кроме этого, чем больше диаметр вальцов, тем больше длина пути, проходимого продуктом между вальцами, и, следовательно, выше интенсивность его измельчения.

Степень измельчения изменяется в зависимости от соотношения размера измельчаемой частицы $"d"$ зазора между вальцами $"b"$ диаметра вальцов D и сопротивления частицы разрушению. Допустим, что первичное разрушение частицы на несколько остатков произойдет после ее перемещения между вальцами из положения $А \cdot А_1$ и $Б \cdot Б_1$, т.е. после ее абсолютного сжатия на величину E_0.В таком случае первичное разрушение произойдет после поворота вальцов на угол $\Delta\alpha = \alpha_1 - \alpha_2$. Для определения $\cos\alpha_2$ и $\cos\alpha_1$:

$$\frac{E_0}{2} = \frac{D}{2} \cdot \cos\alpha_2 - \frac{D}{2}\cos\alpha_1$$

$$\cos\alpha_2 = \frac{E_0 + D \cdot \cos\alpha_1}{D}$$

Из формулы (10) определим $\cos\alpha_1$

$$\cos\alpha_1 = \frac{D + b}{D + d}$$

При $D = 250, d = 0{,}6 мм, E = 0{,}1 мм, b = 0{,}05 мм$,что соответствует измельчению средних крупок пшеницы при сортовом помоле: углы α_1 и α_2 равны соответственно $3^0 25'$ и 3^0. Следовательно, первичное разрушение частиц произойдет при повороте вальцов на $\Delta\alpha = \alpha_1 - \alpha_2$ $= 3^0 25' - 3^0 = 25' \approx 0{,}0073 рад$.

3.3. Влияние факторов на процесс измельчения зерна в вальцевых станках.

Поверхность вальцов может быть рифленой или гладкой, для чего они подвергаются специальной обработке: электроэрозионным способом (вальцы с шероховатой поверхностью, гладкие) или же посредством нарезки специальных выступов – рифлей (нарезные вальцы); при этом рифли располагают под некоторым углом к образующей вальца.

3.3.1. Профиль рифлей вальцов.

Рассмотрим поперечное сечение рифлей. Угол α_1, образованной короткой гранью рифли (гранью острия) и радиусом, проведенным к условной вершине рифли, называют углом острия. Угол β - образованный длинной гранью (спинкой) и радиусом называют углом задней грани, а угол $\gamma = \alpha + \beta$ - угол заострения.

Рис. 2. Параметры конфигурации рифлей:

ос - грань острия рифли, сп - грань спинки рифли, p - полочка рифлей, t - шаг рифлей, α - угол острия рифлей, β - угол спинки рифли, γ - угол заострения рифли, δ - угол резания, h - высота рифли.

Вершина рифли как бы срезана по периметру вальца, образуя при этом полочку $p \approx 0{,}1 \div 0{,}2 мм$, размер p влияет на характер измельчения частиц за счет изменения однородности по размерам (выравненность) продуктов измельчения. Кроме того, наличие полочки способствует сохранению

формы рифли, при длительной эксплуатации вальцевого станка рифли с полочкой изнашиваются меньше, чем остроконечные рифли.

Угол, δ образованный касательной к окружности вальца и спинкой называют углом резания. Приняты следующие значения рассматриваемых углов: угол острия $\alpha = 20 \div 40^0$, угол спинки $\beta = 60 \div 80^0$, угол заострения $\gamma = 90 \div 110^0$. При этом изменение углов α и β, $\gamma = const$ влечет за собой изменение углов резания, расположения рифлей, а также характер изменения продукта.

3.3.2. Влияние плотности нарезки рифлей.

Расстояние между двумя рифлями t измеренное по окружности, называют шагом рифлей. Чем больше шаг рифлей t, т.е. чем меньше рифлей n приходится на 1см окружности вальца, тем больше высота рифли $"h"$ (рифли крупнее). Шаг t подбирают в зависимости от размеров частиц, поступающего в вальцевый станок продукта. Чем мельче частица, тем чаще должна быть нарезка рифлей, т.е. тем меньше шаг t. Интенсивность измельчения продукта возрастает с уменьшением шага рифлей, т.к. в этом случае при прочих равных условиях на частицу продукта в единицу времени воздействует большее число рифлей, чем при более крупной нарезки.

Количество рифлей на 1см длины окружности вальца для драных систем принимают равным $4 \div 10$ и для шлифовочных и размольных систем $9 \div 12$. Между шагом t и количеством рифлей существует соотношение $t = 10 : n$. Шаг t принимают в пределах $0{,}8...2{,}5 мм$. Высоту рифли по радиусу определяют по формуле

$$h = \frac{t \cdot \sin 2\alpha}{2} \qquad (13)$$

3.3.3. Влияние наклона рифлей.

Угол рифлей обеспечивает равномерность измельчения продукта. Рифли нарезают под углом к образующей, при чем на каждом вальце рифли нарезают в одном направлении под одним и тем же углом (рис.2а). При вращении вальцов навстречу друг другу рифли будут пересекаться по образующей в постоянном количестве точек (рис.2б) под углом, равным двойному углу наклона рифлей.

В мукомольном производстве наклон рифлей к образующей вальца выражают в градусах. Этот параметр представляет собой тангенс угла наклона рифли выраженный в процентах $V,\%$. Уклон рифлей колеблется в пределах от 4 до 14%, причем его последовательно увеличивают от первой к последующим драным системам.

3.3.4. Влияние взаимного расположения рифлей.

Вальцы работают в паре, при чем один из них вращается быстрее. Благодаря этому могут быть осуществлены четыре различных варианта взаимного расположения рифлей:

а) острием по острию $\left[oc \diagup oc \right]$;

б) остриём по спинке $\left[oc \diagup cn \right]$;

в) спинкой по острию $\left[cn \diagup oc \right]$;

г) спинкой по спинке $\left[cn \diagup cn \right]$.

Чаще всего применяют расположение рифлей по первому и четвертому вариантам. При расположении рифлей $oc \diagup oc$, измельчаемая частица продукта подвергается режущей гранью медленновращающегося вальца и измельчается режущей гранью быстровращающегося вальца. В этом случае разрушение частиц происходит в результате скалывания, что способствует большому образованию крупных фракций крупок. При расположении рифлей, $cn \diagup cn$ частицы разрушаются в более мелкие фракции, увеличивается извлечение муки и дунстов. Нужное взаиморасположение

рифлей парноработающих вальцов достигается соответствующим разворотом вальцов при их укладке в станок.

3.3.5. Влияние отношения окружных скоростей вальцов.

При вращении парноработающих вальцов с одинаковой частотой измельчаемое зерно испытывает деформацию сжатия: оно раздавливается и плющится. Такой вид деформации не отвечает требованиям измельчения зерна при переработки его в муку. Если же вальцы вращаются с разной скоростью, зерно и его частицы будут перемещаться в зоне измельчения вместе с медленно вращающимся вальцом, а под действием быстровращающегося вальца будут разрушаться в результате сжатия и сдвига (скалывания). При этом эндосперм зерна как бы вскрывается и соскабливается с оболочек в виде крупок и муки.

Отношение окружных скоростей парноработающих вальцов называют дифференциалом:

$$k = \frac{v_б}{v_м} \quad (14)$$

где $v_б$ - окружная скорость быстровращающегося вальца, $м/с$

$v_м$ - окружная скорость медленно вращающегося вальца, $м/с$

Для драных систем принимают $k = 2{,}5$, для размольных систем $k = 1{,}1...1{,}6$.

С увеличением отношения скоростей вальцов повышается интенсивность измельчения. Поэтому при обойном помоле принимают иногда $k = 3{,}0...3{,}5$. Окружную скорость быстровращающегося вальца при сортовых помолах устанавливают равной $5{,}5...6{,}5\ м/с$, при размоле зерна в обойную муку $9-12\ м/с$.

3.3.6. Влияние числа воздействия рифлей.

Профессор П.А. Кузьмин для характеристики процесса измельчения продукта в вальцевом станке сформировал понятие числа воздействия рифлей, которое определил формулой:

$$N = S \cdot n \left(k - 1\right) \quad (15)$$

где S - длина зоны измельчения;

n - количество рифлей на 1 см окружности вальца;

k - отношение окружных скоростей парноработающих вальцов.

3.3.7. Влияние удельной нагрузки.

Для оценки интенсивности использования по пропускной способности всех вальцевых станков на данном мукомольном заводе принят показатель называемый общей удельной нагрузкой $q_{общ}$. Его получают как частное от деления всего количества зерна, перерабатываемого в сутки в размольном отделении завода на общую длину парноработающих вальцов:

$$q_{общ} = \frac{Q_з}{\sum_{1}^{n} \lambda} \quad (16)$$

Удельные нагрузки и величины извлечения продуктов по системам приведены в Правилах, при этом под «удельной нагрузкой», понимают количество продукта поступающего в сутки на единицу длины вальца данной системы в схеме размола.

Величина максимального прогиба по требованиям технологии не должна превышать $y_{\max} = 0{,}01мм$ и она зависит от расстояния между опорами жесткости EJ.

E - модуль упругости, для чугуна $E = 1{,}2 \cdot 10^4\ кг/мм^2$. J - момент инерции сечения вальца $J = \frac{\pi \cdot d^4}{64}$, $y_{\max} = \frac{5}{384} = \frac{q \cdot \lambda^4}{E \cdot J}$,

где q - давление от размола зерна($q = 3^{кг}/_{мм}$),

$$D_{\min} = \sqrt[4]{\frac{5 \cdot 3 \cdot 400^4 \cdot 64}{384 \cdot 1{,}2 \cdot 10^4 \cdot 3{,}14 \cdot 0{,}01}} = 114 мм,$$

$$D_{\min} = \sqrt[4]{\frac{5 \cdot q \cdot \lambda^4 \cdot 64}{384 \cdot E \cdot \pi \cdot y_{\max}}} = 114 мм.$$

3.4. Питающий механизм.

Питающий механизм вальцевого станка должен:

- непрерывно и равномерно подавать зерно или измельчаемый продукт, струей одинаковой толщины по всей длине вальцов;
- обеспечивать при поступлении зерна (продукта) в зону измельчения скорость, по величине равную или близкую к скорости медленно вращающегося вальца;
- обладать высокочувствительностью и точностью при регулировании количества поступающего на вальцы продукта;
- быть доступным для осмотров, удобным для регулирования от руки в соответствии с нормами техники безопасности.

Частично этим требованиям отвечает двухваликовый питающий механизм. Верхний питающий валик называют – дозирующим, а нижний – распределительным. Определим траекторию полета частицы, находящуюся в контакте с гладкой поверхностью распределительного валика, не учитывая при этом сопротивления воздушной среды. Частица оторвется от поверхности питающего валика при условии, если центробежная сила инерции равна радиальной составляющей силы тяжести продукта Q_2.

$$Pu = G \cdot \sin\alpha$$

$$m \cdot \omega^2 \cdot r = Q \cdot \sin\alpha$$

Из ΔОКМ, $\sin\alpha = \frac{A}{r}$, следовательно

$$m \cdot \omega^2 \cdot r = mg\frac{A}{g}$$

где A - расстояние, отделяющее точку отрыва частицы M от горизонтального диаметра распределительного валика.

Таким образом, проведя преобразования, получаем:

$$A = \frac{\omega^2 r^2}{g} = \frac{v_0^2}{g} \quad (17)$$

Если точка отрыва M отклонена от вертикальной оси валика не более чем на $5\ldots10^0$, уравнение движения частицы, начиная от точки M в координатах x и y, может быть представлено, как $y = \frac{gt^2}{2}$ и $x = v_0 t$, откуда $t = \frac{x}{v_0}$

$$y = \frac{gx^2}{2v_0^2} \quad (18)$$

Задаваясь произвольными значениями, $x_1, x_2, x_3 \ldots x_n$ найдем ординаты $y_1, y_2, y_3 \ldots y_n$ для построения параболы полета частицы. Кроме этого формула (18) позволяет определить максимальное удаление "C" распределительного валика от медленно вращающегося вальца.

$$c = v_0\sqrt{\frac{2B}{g}}$$

Скорость частицы продукта $v_к$ в момент достижения зоны измельчения приближенно, можно определить по выражению:

$$v_к = \sqrt{v_0^2 + 2gB} \quad (19)$$

$$B = \frac{v_к^2 - v_0^2}{2g}$$

где v_0 - скорость распределительного валика $м/с$;

B - высота падения частицы $м$.

Пользуясь уравнением $\frac{mv^2}{r} = Q\sin\alpha$, можно определить максимально возможную величину скорости распределительного валика. Очевидно при значении $\sin\alpha = 1$,

$$v_{\max} = \sqrt{\frac{Qr}{m}} = \sqrt{gr} \quad (20)$$

Если, учесть что в большинстве конструкций вальцевых станков $2r = 75...90мм$, то

$$v_{\max} = \sqrt{\frac{9{,}81 \cdot 0{,}075}{2}} = 0{,}61 м/с$$

При одной и той же скорости питающих валиков, форме их поверхности и одинаковой ориентировке по отношению к вальцам частицы различных промежуточных продуктов помола летят по различным траекториям, что объясняется различием их аэродинамических свойств.

К недостаткам двухваликого питающего механизма относят следующее:

- измельчаемым частицам не удается сообщить скорость равную скорости медленно вращающегося вальца, даже при скорости последнего $\upsilon_к = 2{,}4м/с$.
- механизм лимитирует пропускную способность вальцов.
- частицы не подводятся к зоне измельчения компактной струей, вследствие чего только часть материала попадает непосредственно в зазор между вальцами, а большее их количество падает на поверхность медленно вращающегося вальца и, отражаясь от него, теряет скорость.

К недостаткам следует, и отнести ступенчатое регулирование подачи.

3.5. Привально - отвальный механизм.

Каждую пару вальцов в вальцевых станках обслуживает привально - отвальный механизм, который обеспечивает:

- привал – отвал вальцов; отжим вальцов в случае попадания между ними прочного инородного тела больших размеров, чем величина зазора;
- выверку параллельности вальцов;
- настройку – сближение вальцов для установления требуемого зазора между ними.

Вальцевые станки оснащены механизмами для автоматического воздействия на величину зазора между вальцами, которые делятся на три группы:

1. Механические автоматы для ручного отвала вальцов и остановки механизма питания при прекращении поступления продукта в приёмный ковш станка. Эти автоматы предохраняют рифли вальцов от преждевременного износа при вращении вальцов с малым зазором без измельчаемого продукта, но не избавляют персонал от непрерывного наблюдения за работай станка.
2. Механические, электромеханические, гидравлические, электропневматические автоматы для привала – отвала вальцов, с автоматической остановкой – пуском механизма питания в связи с прекращением – возобновлением поступления продукта в питающую трубу станка.

Очень важно, предусмотреть в конструкции автоматов, чтобы при отвале вальцов выключение механизма питания происходило с некоторым запаздыванием, а во время привала – с некоторым опережением. В этом случае поверхности вальцов при отсутствии продукта не будет соприкасаться, что исключает износ их поверхности.

3. Электромеханические автоматы для стабилизации заданного режима измельчения на данной паре вальцов. Эта группа автоматов является дополнением к автоматам второй группы и позволяет создать предпосылки к стабилизации режима помола в размольном отделении мукомольного завода.

3.6. Производительность вальцевых станков.

Под производительностью вальцевого станка понимают его фактическую пропускную способность при достижении определенной степени измельчения зерна или промежуточных продуктов размола. Теоретически пропускную способность одной пары вальцов можно определить по следующему выражению:

$$Q = 3{,}6 \cdot 10^{-6} \cdot b \cdot L \cdot \rho \cdot v_{пр} \cdot k', \; кг/ч \qquad (21)$$

где b - зазор между вальцами, $мм$

L - длина вальца, $мм$

ρ - объёмная масса измельчаемого продукта, $кг/м^3$

$v_{пр}$ - скорость прохождения измельчаемого продукта, $м/с$

k' - коэффициент полезного использования зоны измельчения, $k = 0{,}80...0{,}95$.

$$v_{пр} = \frac{v_б - v_м}{2}$$

$v_б$, $v_м$ - скорости соответственно быстро и медленно вращающихся вальцов, $м/с$.

Зазор между вальцами при измельчении различных продуктов на различных системах колеблется в сравнительно широких пределах от 0,05 до 1 мм.

На практике для определения производительности Q $(кг/ч)$ пары вальцов применяют упрощенную зависимость:

$$Q = q \cdot L$$

где q - удельная нагрузка на вальцы, $кг/ч \cdot см$

L - длина вальца, $см$.

Лекция № 9

Тема: Машины для шелушения зерна, шлифования и полирования ядра крупяных культур.

План:

1. Назначение и область применения. Классификация.
2. Теоретические основы процесса шелушения обрезиненными валиками.

2.1. Длина участка рабочей зоны, на который зерновка подвергается деформации сжатия.
2.2. Длина участка рабочей зоны, на который зерновка подвергается деформации сдвига.
2.3. Силы сжатия зерновки в межвалковой зоне.
2.4. Сдвигающие усилия, воздействующие на зерно в рабочей зоне.

1. Назначение и область применения. Классификация.

Одна из основных технологических операций на крупяных заводах – шелушение, т.е. снятие цветковых оболочек с зерна ячменя, риса, овса и проса, плодовых оболочек с зерна гречихи и пшеницы, а также семенных оболочек с гороха. В зависимости от прочности связей цветковых, плодовых или семенных оболочек с ядром зерновые культуры можно разделить на две группы. К первой относятся культуры, у которых оболочки не срослись с ядром (это- гречиха, просо, рис и овес). Ко второй группе относятся культуры, у которой оболочки срослись с ядром (ячмень, пшеница, рожь, кукуруза и горох). Для шелушения зерна каждой группы требуется различная продолжительность и интенсивность воздействия рабочих органов машины. Шелушение проса и гречихи возможно при кратковременном воздействии на них рабочих органов машины, для шелушения овса и риса требуется более интенсивное воздействие, а для ячменя нужно длительное и интенсивное воздействие рабочих органов.

Основное требование к шелушильным машинам – высокая эффективность шелушения при максимальном сохранении целостности ядра.

Основными показателями эффективности шелушения в крупяном производстве служит коэффициенты шелушения и цельности ядра (кроме ячменя, кукурузы и пшеницы).

Коэффициент шелушения определяют:

$$\kappa_{ш} = \frac{\kappa_1 - \kappa_2}{\kappa_1} \cdot 100 = (1 - \frac{\kappa_2}{\kappa_1}) \cdot 100, \quad (1)$$

где κ_1 и κ_2 - количество неошелушенного зерна в смеси до и после шелушения, %

Коэффициент целостности зерна определяется по формуле:

$$\kappa_{Ц} = \frac{B}{B + D + M}, \quad (2)$$

где B - выход цельного ядра на данной системе шелушения за вычетом количества шелушенного зерна в исходной смеси, %

D - выход дробленого зерна (ядра) на данной системе шелушения за вычетом исходного количества дробленого ядра, %

M - выход мучки на данной системе шелушения за вычетом количества мучки в исходной смеси, %.

Классификация.

По принципу действия машины классифицируют следующим образом:

1. Нагружение зерновок в результате, которого происходят деформации сжатия и сдвига вызывающие скалывание и разрушение цветковых оболочек проса, риса, овса и плодовых оболочек гречихи путем воздействия на зерновку двух рабочих поверхностей: подвижной и неподвижной (рис.1. а и б).

Рис. 1. Вальцевые станки.

К ним относится вальцевые станки (рис.1. а и б) и шелушильные поставы (рис. 1. г).

а, б, в непродолжительное сжатие и сдвиг, г - сжатие, сдвиг и трение, вызывающее шелушение.

2. Нарушение связи ядра с оболочкой путем скалывания, способствующего разрушению наружных покровов проса, риса, гречихи происходит в результате воздействия вращающихся навстречу друг другу с различными скоростями валков, которые имеют эластичные рабочие поверхности. (Шелушители типа ЗРД с обрезиненными валками), (рис.1. в).

3. Нарушение связи ядра с оболочкой осуществляются путем трения, вызывающего истирание (соскабливание) оболочек в результате многократного интенсивного воздействия абразивной и перфорированной поверхностей рабочих органов машин, а также взаимного трения частиц. К таким машинам относят шлифовальные и полировальные поставы. На этих машинах перерабатывают пшеницу, ячмень, семена гороха.

Рис. 2.

А - наждачная обоечная машина, Б - Голлендер (семена гороха).

Технологический процесс на крупяных заводах предусматривает шелушение проса, двукратным пропуском через двухдековые станки 2ДШС-3А. При производстве крупы из гречихи зерно, рассортированное на шесть фракций, шелушат в станках 2ДШС-3Б. При производстве крупы из овса в поставах раздельно шелушат две фракции: сход с сита с отверстиями размером $2{,}3\times 20 мм$ и сход с сита с отверстиями $1{,}8\times 20 мм$. Для этого можно применять обоечные машины. При шлифовании крупы используют шлифовальные поставы.

Зерно риса шелушат в двухвалковых шелушителях типа ЗРД с обрезиненными валками. Применяют также шелушильные поставы, но предварительно рис делят на две фракции по крупности. При шлифовании риса используют шлифовальные поставы, в которых четырехкратно последовательно обрабатывают совместно целый и дробленый рис с последующим выделением дробленого риса и дополнительном шлифованием. Стекловидность сорта риса подвергают двукратному полированию в поставах.

Для шелушения ячменя при производстве перловой крупы, используют неоднократную последовательную обработку в наждачных обоечных машинах или шелушильно – шлифовальных машинах А1-ЗШН-3. Обычно предусматривают три шлифовальные и три полировальные системы.

Для предварительного шелушения пшеницы при производстве пшеничной крупы применяют двукратную обработку в обоечных машинах.

2. Теоретические основы процесса шелушения обрезиненными валиками.

В машине вращающиеся навстречу друг другу с различной окружной скоростью два параллельно расположенных резиновых валка одинакового диметра при пропуске между ними риса, гречихи, проса осуществляют их шелушение.

В межвалковой зоне зерновка подвергается деформации сжатия и сдвига.

2.1. Длина участка рабочей зоны, на который зерновка подвергается деформации сжатия.

Введем обозначения на расчетной схеме,

где BB_1 - длина участка рабочей зоны деформации,

D - диаметр валков, $мм$

d - диаметр зерновки

δ - расстояние между валками

α - угол между линией центров OO_1 и радиусом, OB_1 проведенным через точку контакта зерновки с поверхностью валков со стороны поступления в рабочую зону.

α_1 - угол между линией центров OO_1 и радиусом, OB_1 проведенным через точку контакта зерновки с поверхностью валков со стороны выхода из межвалкового пространства.

Рис. 3. Расчетная схема для определения пути сжатия.

Из прямоугольника ΔOAC, находим

$$\cos\alpha = \frac{OC}{OA}$$

Очевидно, что

$$OC = \frac{D+\delta}{2}, \quad OA = OB + BA = \frac{D}{2} + \frac{d}{2} = \frac{D+d}{2}$$

Зерновка принята шарообразной формы. Следовательно

$$\cos\alpha = \frac{OC}{OA} = \frac{(D+\delta)/2}{(D+d)/2} = \frac{D+\delta}{D+d} \qquad (3)$$

Аналогичное решение будет для α_1, т.к. в результате шелушения на резиновых валках разность между размерами зерновки до входа в рабочую зону и после выхода незначительна, что ею можно пренебречь. Дуга BB_1 определяет путь, на котором, зерновка подвергается деформации сжатия обрезиненными валками.

Таким образом, длина пути сжатия $L_{СЖ}$ зерновки в межвалковой зоне определяется как длина дуги BB_1, по известной формуле:

$$l = \frac{2\pi r\alpha}{360} \approx 0{,}01745 \cdot r\alpha$$

Из формулы (3), $\alpha = \arccos\frac{D+\delta}{D+d}$, откуда $2l = L_{СЖ} = \frac{2 \cdot \pi D}{360} \times \arccos\left(\frac{D+\delta}{D+d}\right)$

При $D = 200мм, d = 2м, \delta = 0{,}3мм$, получим

$$L_{СЖ} = \frac{2 \cdot 3{,}14 \cdot 200}{360} \cdot \arccos\left(\frac{200+0{,}3}{200+2}\right) = 26{,}1мм$$

При $D = 250мм, d = 2{,}8м, \delta = 0{,}65мм, L_{СЖ} = 32{,}7мм.$

Следовательно, величина $L_{СЖ}$ зависит от диаметра валка, размеров зерновки, межвалкового зазора, т.е. от геометрических параметров, и не зависит от окружных скоростей валков и их соотношения. Установлено, что воздействие на зерно усилиями сжатия в межвалковой зоне не приводит к шелушению.

2.2. Длина участка рабочей зоны, на который зерновка подвергается деформации сдвига.

Т.к. валки вращаются с различной окружной скоростью, то один из них (быстровращающийся) опережает другой (медленновращающийся) на определенную величину на длине $L_{СЖ}$. Определим эту величину опережения, которую назовем $L_{СДВ}$.

Рис. 4. Расчетная схема для определения пути сдвига.

Введем обозначения:

$\upsilon_Б$ - скорость окружная быстровращающегося валка;

$\upsilon_М$ - окружная скорость медленновращающегося валка.

$\kappa = \frac{\upsilon_Б}{\upsilon_М}$ - отношение окружных скоростей.

При равномерном установившемся движении за определенный промежуток времени быстровращающийся валок проходит путь от момента захвата зерновки (т. В) до момента выхода ее из рабочей зоны (т.С). На этом же участке медленновращающийся валок проходит за тот же промежуток времени путь равный B_1a_1. Из схемы 4 видно, что быстровращающийся валок опережает медленновращающийся валок на длину дуги a_1c_1 или $L_{СДВ}$. Тогда величину $L_{СДВ}$ можно определить из уравнения:

$$\frac{L_{СЖ} - L_{СДВ}}{\upsilon_М} = \frac{L_{СЖ}}{\upsilon_Б}$$

Откуда $L_{СДВ} = L_{СЖ} - \frac{L_{СЖ} \cdot \upsilon_М}{\upsilon_Б}$,

или $L_{СДВ} = L_{СЖ}\left(1 - \frac{1}{\kappa}\right) = \frac{L_{СЖ}(\kappa - 1)}{\kappa}$ (4)

Если заданы окружные скорости, то

$$L_{СДВ} = \frac{L_{СЖ} \cdot (\upsilon_Б - \upsilon_М)}{\upsilon_Б} \qquad (5)$$

При $D = 200мм, d = 0{,}2м, \delta = 0{,}3мм, L_{СЖ} = 26{,}1мм, \upsilon_Б = 12{,}3м/с, \upsilon_м = 5{,}3м/с.$

$$L_{СДВ} = \frac{26{,}1 \cdot (12{,}3 - 5{,}3)}{12{,}3} = 14{,}8мм$$

Из изложенного следует, что величина $L_{СДВ}$ является функцией, зависящей от пути $L_{СЖ}$, окружных скоростей валков, их отношения. И она предопределяет степень комбинированного воздействия на зерно геометрических и кинематических параметров валков. Величина $L_{СДВ}$ есть тот путь, на котором возникающие силы трения при прохождении зерна между валками производят его шелушение. Можно определить (для примера) величину $L_{СДВ}$ при условии $L_{СЖ} = const = 26{,}1мм$.

Таблица 1.

Значение пути $L_{СДВ}$.

Показатели	Значения при «к»								
	1,0	1,25	1,5	2,0	3,0	4,0	5,0	6,0	7,0
$L_{СДВ}, мм$	0	5,2	8,7	13,1	17,4	19,5	20,9	21,7	22,4
$L_{СДВ} \diagup L_{СЖ} \cdot 100$	0	20,0	33,4	50,0	66,8	74,8	80,0	83,0	86,0

Из таблицы 1, видно, что увеличение коэффициентом «к» выше четырех приводит к незначительному приращению пути $L_{СДВ}$ (3…5%). Т.к. это не может существенно сказаться на эффективности шелушения то величина к=4 – это верхний предел.

2.3. Силы сжатия зерновки в межвалковой зоне.

Одним из основных условий, обеспечивающих технологическую эффективность шелушения, является максимальное сохранение целостности зерна. Поэтому усилия сжатия в рабочей зоне машины должны быть такими, чтобы они не вызывали разрушение зерновки.

Рис. 5. Расчетная схема для определения деформации сжатия резиновой поверхности.

Рассмотрим схему рис. 5. После соприкосновения зерновки с резиновой поверхностью валков дальнейшее продвижение ее в рабочей зоне происходит вдоль оси $y - y$. Соединив центры валка O_3, рассмотрим $\Delta O_1 O_3 B$, в котором η - текущее значение угла, определяющего положение зерна над линией центров в каждый данный момент.

Отрезок $O_1 O_3 = \frac{O_1 B}{\cos\eta} = \frac{D + \delta}{2\cos\eta}$, где $O_1 B = \frac{D + \delta}{2}$.

Величина абсолютной деформации резиновой поверхности без учета деформации зерновки, сравнительно небольшой, определяется отрезком CE в результате вдавливания резиновой поверхности проходящим между валками зерном. Для определения величины отрезка CE предварительно найдем:

$EO_3 = O_1O_3 - O_1E$, где

$O_1O_3 = \dfrac{D+\delta}{2\cos\eta}$ - гипотенуза прямоугольного треугольника ΔO_1O_3B;

$O_1E = \dfrac{D}{2}$ - радиус резинового валка.

Тогда

$$EO_3 = \frac{D+\delta}{2\cos\eta} - \frac{D}{2}$$

При этом отрезок

$$CE = CO_3 - EO_3 = \frac{d}{2} - \left(\frac{D+\delta}{2\cos\eta} - \frac{D}{2}\right)$$

Где $CO_3 = \dfrac{D}{2}$ - радиус зерновки, $мм$.

Если обозначить величину абсолютной деформации резинового валика $CE = \Delta h_0$, то после подстановки получаем:

$$\Delta h_0 = \frac{d}{2} + \frac{D}{2} - \frac{D+\delta}{2\cos\eta}$$

или

$$\Delta h_0 = \frac{D+d}{2} - \frac{D+\delta}{2\cos\eta} \quad (6)$$

Это уравнение характеризует закономерность изменения абсолютной деформации резиновой поверхности валка для любого значения угла η в пределах от, $\eta = 0$ до $\eta = \alpha$.

Если $\eta = 0$ (зерновка на линии центров валков) O_1O_2, то $\Delta h_0 = \dfrac{d+\delta}{2}$. Абсолютная деформация резиновой поверхности валка наибольшая.

Если $\eta = \alpha$ (в момент касания зерновки валка) ее деформация равна 0, т.к.

$$\cos\alpha = \frac{D+\delta}{D+d}$$

Определим величину усилия, сжимающего зерновку в межвалковой рабочей зоне, условно рассматривая зерновку как абсолютно жесткий шар (рис. 6.).

Рис. 6. Расчетная схема для определения усилия, сжимающего зерновку.

Из теории упругости, рассматривающей вдавливание абсолютно жесткого шара в упругую, «почти бесконечную» цилиндрическую поверхность максимальная величина деформации упругого полупространства Δh_0 определяется зависимостью:

$$\Delta h_0 = \sqrt[3]{\frac{9\pi^2\kappa_1^2}{32} \cdot \frac{R_1 + 2R_2}{R_1 \cdot R_2} \cdot P^2} \quad (7)$$

где κ_1 - коэффициент равный $\dfrac{1-\mu^2}{\pi E}$;

μ - коэффициент Пуассона, $Па$

E - модуль упругости,

P - усилия сжатия зерновки,

R_1 - радиус зерновки, $R_1 = \frac{d}{2}$

R_2 - радиус цилиндра (валка), $R_2 = \frac{D}{2}$.

Из формулы (7) зная величину Δh_0 можно определить величину P усилия, сжимающего зерновку. После преобразования, получим:

$$P = \frac{L}{3\pi\kappa_1} \cdot \sqrt{\frac{\Delta h_0^3 R_1 R_2}{\left(\frac{R_1}{2} + R_2\right)}} \qquad (8)$$

Анализ формулы (8) показывает, что сила сжатия зерновки в рабочей межвалковой зоне является функцией ее положения Δh_0 , межвалкового зазора δ , размеров зерновки d , валка D и свойств резины κ_1.

Принимая условно, что при установившемся режиме работы станка зерновки риса или проса в межвалковой зоне, располагаются друг за другом с интервалом $1^0 30'$, угол захвата α зерновки проса при диаметре валков $200 мм$ и зазоре $0{,}3 мм$ в среднем составляет $7^0 30'$. То над линией центров валков располагаются 5 рядов зерна.

Если $\eta = \alpha$, как было установлено $\Delta h_0 = 0$, следовательно, сжимающие усилия будет равно 0. Этот момент касания зерновки валков при поступлении в рабочую зону. Если $\eta = 0$, $\Delta h_0 = \frac{d + \delta}{2}$, т.е. величина сжимающего усилия $P = \max$, момент прохождения зерновкой в рабочей зоне линии центров валков.

Пользуясь формулами (7) и (8) найдем численные значения Ah_0 и P для зерна проса и риса определив предварительно κ_1, D и d . Модуль упругости E для резины зависит от ее твердости.

Резина для шелушения проса и риса имеет твердость по Шору 85…90 ед. Для этой твердости модуль упругости $E = 8 \cdot 10^5 Па$.

Коэффициент Пуассона для наполненных резин $\mu = 0{,}48...0{,}5$, тогда

$$\kappa_1 = \frac{1 - \mu^2}{\pi E} = \frac{1 - 0{,}5^2}{3{,}14 \cdot 80} \approx 0{,}03$$

Толщина зерновок $d = 2 м$ (просо) и $d = 2{,}5 м$. Соответственно рабочий зазор между валками $\delta' = 0{,}5 мм$ для проса, $\delta'' = 0{,}75 мм$ для риса. Если $D = 200 мм$, получаем зависимость изменения Δh_0 и P от угла η определяющего положение зерновки в межвалковой зоне.

2.4. Сдвигающие усилия, воздействующие на зерно в рабочей зоне.

При взаимодействии зерновки с валками в рабочей зоне, когда они вращаются навстречу друг другу с различной окружной скоростью и быстровращающийся валок опережает медленновращающийся на величину

$$L_{СДВ} = L_{СЖ} \frac{\left(\varepsilon_1 - 1\right)}{\kappa} ,$$

возникают касательные усилия, осуществляющие шелушение зерна. Очевидно, это усилие P_K связано со сжимающим усилием $P_{СЖ}$, зависимостью:

$$P_K = f_{дин} \cdot P_{СЖ} \quad (9)$$

где $f_{дин}$ - приведенный динамический коэффициент трения при шелушении зерна
для риса $f_{дин} = 0{,}28...0{,}3$
для проса $f_{дин} = 0{,}32...0{,}33$.

Лекция №11

Машины для просеивания продуктов измельчения зерна.

Назначение, принцип действия и классификация рассевных машин. Влияние различных факторов на эффективность просеивания продуктов на ситах рассевов. Элементы теории движения частиц продукта по ситу. Устройство рассевов пакетного и шкафного типов. Конструкция приводных механизмов. Основные направления интенсификации процесса сепарирования зерновых продуктов.

1. Назначение, область применения, классификация.

Рассевы используют в мукомольном производстве для сортирования промежуточных продуктов размола зерна по крупности, а на крупяных заводах для сортирования культур на фракции, сортирования продуктов шелушения, а также контроля муки и крупы.

Сепарируют разнородные по размеру компоненты на основных рабочих органах рассева – плоских ситах с отверстиями соответствующего размера. Каждое сито делит исходный продукт на две фракции: сходовую (более крупную) и проходовую (мелкую). Процесс ситового сепарирования состоит, из двух одновременно протекающих стадий: самосортирования (расслоения) и просеивания. При самосортировании тяжелые и мелкие частицы осаждаются в нижние слои, а крупные и легкие – концентрируются в верхних. При вхождении мелких проходовых частиц в контакт с ситом осуществляется процесс просеивания, т.е. прохождение частиц через отверстия сита.

В рассевы драных систем поступает продукт с относительно малым количеством проходовой фракции, поэтому эффективность ее выделения существенно зависит от самосортирования. На контроли муки где практически весь продукт состоит из проходовой фракции, эффект определяется условиями просеивания.

Эффективность процесса сортирования зависит от большого числа факторов:

физика – механических свойств частиц смеси, температуры и влажности исходного продукта, соотношения компонентов различной крупности, удельной нагрузки на сито (толщины слоя), материала и качества изготовления сита, размеров его отверстий, конструктивных особенностей рассева, условия транспортирования смеси, кинематических параметров, способа очистки сит и т.д.

Технологическую эффективность сортирования на рассевах оценивают нагрузкой, коэффициентами недосева и извлечения.

Нагрузка, или производительность – это масса исходной зерновой смеси поступающей в рассев в единицу времени. Производительность рассева зависит от его места в технологической схеме.

Например, производительность одной секции рассева первой драной системы составляет 74 … 84 **т/сутки**, первой размольной системы – 38 … 52 **т/сутки**, а для контроля муки – 54 … 114 **т/сутки.**

Применительно к различным технологическим системам используют показатель удельной нагрузки (количество продукта поступающего в рассев в единицу времени отнесенное к площади просеивающей поверхности). Например, удельные нагрузки рассевов первой драной системы составляет 16 … 18 **т/сутки**, первой размольной системы 8 … 11 **т/сутки, а для контроля муки – 14 … 24 т/м^2·сутки.**

Факторы, обуславливающие эффективность сортирования продуктов на ситах.

На эффективность работы просеивающих машин, кроме состояния просеивающей поверхности и коэффициента живого сечения сита, большое влияние оказывают следующие факторы: влажность

продукта, стекловидность зерна, относительная скорость продукта по ситу, самосортирование продукта, скорость подачи продукта, производительность сит, аспирация, удельные нагрузки.

а) Влажность и стекловидность продукта, чем выше влажность и ниже стекловидность зерна, тем ниже севкость. Под севкостью понимают вероятность прохождения продукта через определенную величину площади сита в единицу времени.

б) Относительная скорость движения продукта по ситу. Относительная скорость создается соответствующим выбором частоты и радиусом колебаний рассева, а также предопределяется коэффициентом живого сечения сита, скорости подачи и размерами каналов рассева. Относительная скорость движения должна быть такой, чтобы через отверстия сита просеялось максимальное количество проходовых частиц. При подборе частоты и радиуса колебаний необходимо учитывать, что при чрезмерном увеличении скорости перемещения и недостаточной продолжительности пребывания продуктов на сите полного просеивания не происходит и часть продукта идет сходом.

В частности для рассевов ЗРШ установлены следующие оптимальные режимы работы.

Таблица 1

Ориентировочные параметры работы рассевов ЗРМ.

Система	Частота n, **мин$^{-1}$**	Радиус колебания r, **мм**
1, 2, 3 др. системы	220	45 … 47
4, 5 др. системы	220	40 … 45
Сортирование крупок, дунстов муки	220	40 … 45
Сортирование крупок, дунстов муки	240	40 … 42
1-я, 2-я, 3-я, 4-я шлифовочные	220	40 … 45
1-я,2-я размольные отделения	220	40 … 50
3,4,5,6-я размольные	240	37 … 42
Вымольные, сходовые	240	40 … 42
Контроль муки	240	35 … 40

в) Самосортирование продукта.

Самосортирование зависит от геометрической формы, размера, плотности частиц, нагрузки и состояния поверхности. При перемещении смеси по ситу более крупные, и легкие частицы всплывают на поверхность слоя, а более тяжелые и мелкие опускаются к поверхности. Процесс самосортирования требует определенной толщины слоя продукта на сите. При пониженной нагрузке легкие частицы не всплывают, а приходят в соприкосновения с ситом, просеиваются, ухудшая качество проходовой фракции.

При повышенной нагрузке добротные частицы не успевают пройти через сито, вследствие чего рассев работает с недосевом. Для многих продуктов измельчения зерна оптимальная толщина слоя находится в пределах $H_{ст} = 12...18 мм$, ($H_{дин} = 15...24 мм$).

г) Скорость подачи продукта.

Определяется величиной шага, гонков (в рассевах ЗРМ) и частотой колебаний рассева. Её определяют по формуле:

$$\upsilon_n = \frac{S \cdot n}{60}, \text{м/с}$$

где S - величина перемещения (подачи) продукта за одно колебание,

($S = t$, где t – шаг гонков);

n – частота колебаний $мин^{-1}$.

д) Производительность сита.

Она определяется количеством перемещаемого продукта в килограммах по площади сита и извлечением проходовых частиц в процентах от их содержания в поступающем на сито продукте. Теоретически она определяется по формуле:

$$Q = 3600 \cdot b \cdot h \cdot \gamma_n \cdot \upsilon_n \text{, } (кг/ч)$$

где b – ширина сита $м$**;**

h – высота слоя продукта в приёмной части сита $м$**;**

γ_n – насыпная плотность продукта $кг/м^3$**;**

υ_n – скорость подачи $м/с$**.**

Производительность сита зависит, кроме скорости подачи продукта, от его крупности, концентрации проходовых частиц от материала и коэффициента живого сечения сита.

Под коэффициентом живого сечения сита понимают отношение площади всех отверстий к площади сита.

$$f = \frac{B_1 \cdot B_2}{(B_2 + d_2) \cdot (B_1 + d_1)}$$

где B_1, B_2 – расстояние между нитями по основе и утку $мм$;

d_1, d_2 – толщина нити по основе и утку $мм$**.**

е) Аспирация.

Аспирация – это измельченные продукты, поступившие после вальцовых станков, на просеивание всегда имеют повышенную температуру достигающую 20 … 40^0С и выше. При движении по ситам тёплые продукты кондиционируют влагу на поверхность ситовых рам, как более холодных, и вызывают тем самым клейстеризацию особенно мучнистых частиц, приводящую к забиванию ситовой поверхности. Кроме этого во время работы рассева выделяется тонкая пыль, ухудшающая условия труда. Для устранения этих недостатков обязательна аспирация рассевных машин.

Технологическая эффективность сортирования характеризуется удельной нагрузкой использования ситовой поверхности рассевов, определяется:

$$q = \frac{Q}{F}$$

Как частое отделения нагрузки приходящейся на данную систему, на площадь установленных сит.

Качество сортирования продукта на ситах характеризуется коэффициентом извлечения проходовых частиц $\eta_и$ и коэффициентом недосева $\eta_н$.

Под коэффициентом извлечения понимается отношение количества фактически извлеченных проходовых частиц $П_и$ к количеству проходовых частиц в исходной смеси $П_0$.

$$\eta_и = \frac{П_и}{П_0 \cdot 100}, \%$$

Коэффициент недосева $\eta_н\,(\%)$ характеризуют относительное содержание проходовых частиц, оставшихся в сходовой фракции и определяется как отношение проходовых частиц в сходовой фракции к общему их количеству в исходной смеси.

$$\eta_н = \frac{П_н}{П_0} \cdot 100, \%$$

Учитывая что $П_0 = П_н + П_и$,

тогда $\eta_н = 100 - \eta_и$.

«Правилами организации и ведения технологического процесса на мельницах» допускается величина недосева не более:

- в верхних сходах с драных систем – 5 … 10 %;
- в сходах с размольных систем – 10 … 15 %;
- в нижних сходах с драных и размольных систем - 8 … 12 %;
- в дунстах, поступающих с систем – 10 … 20 % .

Классификация.

Рассевы выпускают различного исполнения ситовых корпусов:

по конструктивному исполнению:

- пакетные, в которых корпуса собраны из ситовых рам, уложенных друг на друга и стянутых в вертикальной плоскости стяжными болтами;
- шкафные, в которых ситовые рамы вдвигают по направляющим в ситовой корпус, как ящики в шкаф.

По числу ситовых корпусов рассевы подразделяют: однокорпусные и двухкорпусные.

По принципу уравновешивания поступательно движущихся масс и по способу подвески балансиров рассевы подразделяются:

а) кривошипные, в которых вал балансиров вращается в неподвижных подшипниках станины. (рис.1а)

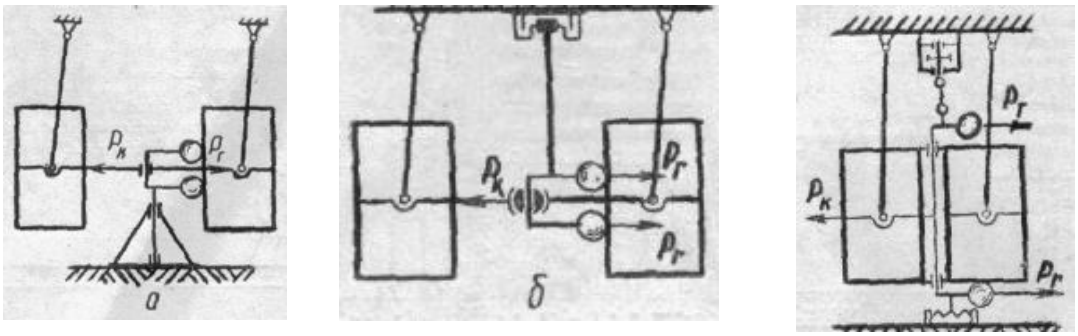


Рис.1 Схема привода рассевов:

а – кривошипного; б – самобалансирующего с жестким приводным валом; в- самобалансирующегося с инерционным приводом;

б) самобалансирующиеся с жестким приводным валом, в которых вал балансиров жестко соединён с веретеном, подвешенным по средством сферического и упорного подшипников и перекрытию. (рис.1б)

в) самобалансирующиеся с инерционным приводом, в которых вал балансиров опирается на подшипник в главной раме. (рис. 1в)

При движении рассева сила инерции $P_к$ главной рамы и укреплённых на ней ситовых корпусов уравновешиваются центробежными силами инерции $P_г$ вращающихся грузов.

Рассева выпускают с различными технологическими схемами;

для мукомольных заводов сортового и обойного помолов – рассевы ЗРМ, ЗРМ – 2М, ЗРШ – 4М, ЗРШ – 6М;

для крупяных заводов – рассевы ЗРЛ – 2, А 1 – БРУ.

Для мукомольных заводов оснащённых комплексным оборудованием, выпускают рассевы двух модификаций: шестиприёмный РЗ – БРБ для разделения продуктов размельчения зерна и четырёхприёмный РЗ – БРВ для контроля муки.

Рассевы ЗРШ 4 – 4М, ЗРШ6 – 4М и А1 – БРУ относятся к самобалансирующимся безверетённым рассевам шкафного типа. Рассевы РЗ – БРМ и РЗ – БРВ относятся к самобалансирующимся рассевам шкафного типа с веретённым приводом. Рассевы ЗРМ и ЗРМ – 2М

самобалансирующиеся с пакетными ситовыми корпусами с веретённым или безверетённым приводом.

В рассевах для сепарирования всех продуктов кроме муки, применяют металлотканые сита, а для просеивания муки – синтетические сита.

Сита устанавливают в соответствии с технологической схемой. При этом в рассевах РЗ – БРБ используют 19 технологических схем, а в рассевах РЗ – БРБ на контроле муки используют 2 схемы.

3.Элементы теории движения продукта по ситу рассева.

Для непрерывного и эффективного сепарирования продукта измельчения зерна необходимо, чтобы движение сепарируемого материала обеспечивало самосортирование, просеивание и подачи. В результате самосортирование мелкие проходовые частицы перемещаются в нижний слой сепарируемого материала, при просеивании эти частицы, дойдя до поверхности сита, проходят через его отверстия. Под подачей понимают постепенное перемещение сыпучего тела от приёмной части ситового канала к сходовой, обеспечивающее непрерывность процесса.

3.1 Движение отдельной материальной частицы по горизонтальному ситу рассеву.

Этот вопрос впервые был исследован русским ученым Н.Е.Жуковским. Он доказал, что при достаточно большой угловой скорости кругового поступательного движения сита и при соответствующем радиусе ρ окружности, описываемой любой точкой сита, относительное движение материальной частицы происходит с той же угловой скорости ω, но по окружности радиуса $r_0 \langle \rho$.

Рассмотрим частицу массы m, находящуюся на поверхности сита рассева, совершающего круговое поступательное движение. (рис.2)

Частица находится в состоянии относительного покоя, но, контактируя с поверхностью сита, участвует в его движении и обладает центростремительным ускорением, равным $\omega^2 \cdot \rho$.

В векторном треугольнике сит вектор силы трения F направлен по касательной к окружности радиуса r_0 против относительной скорости υ и поэтому перпендикулярен этому радиусу, а, следовательно, и центробежной силе P_0 в относительном движении.

Относительному движению частицы по поверхности сита препятствует сила трения, значение которой равно $F = m \cdot g \cdot f$, где f – коэффициент трения покоя, принимаемый равный коэффициенту трения движения. Однако картина действующих сил на частицу будет неполной, если не учесть силу инерции $P_a = m \cdot \omega^2 \cdot \rho$, возникающая при движении частицы с ускорением.

Состояние относительного покоя частицы будет возможным если $P_a \langle F$ или $\omega^2 \cdot \rho \langle g \cdot f$.

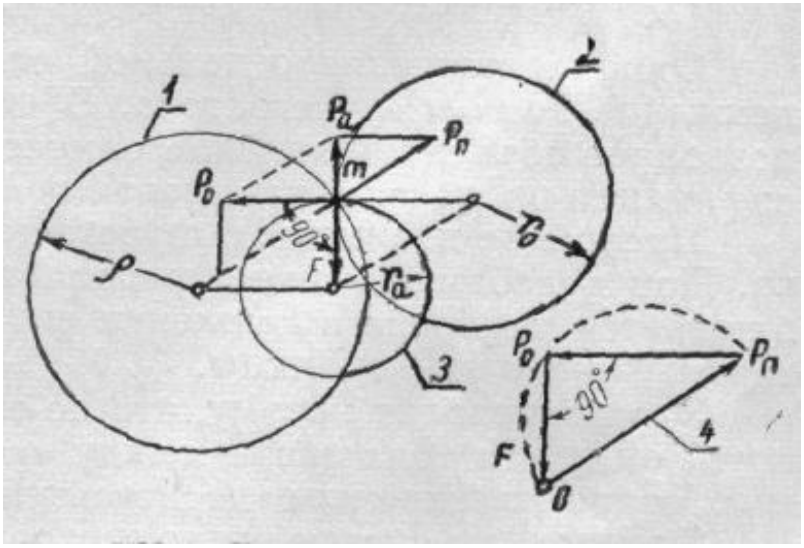


Рис.2 Движение частицы продукта по ситу рассева:

1 – траектория переносного движения; 2 – траектория относительного движения; 3 – траектория абсолютного движения; 4 – векторная диаграмма сил.

Если центростремительное ускорение точки сита $\omega^2 \cdot \rho \langle g \cdot f$, то происходит относительное движение частицы по ситу, т.к. последние не может сообщать ей ускорение большее, чем это допускают условия сцепления, следовательно, существует определенное значение угловой скорости ω , при которой частица из состояния относительного покоя переходит в состояние относительного движения. Эту скорость определим из условия $mg \cdot f \langle m\omega^2 \cdot \rho$, откуда

$$\omega_{кр} = \sqrt{\frac{g \cdot f}{\rho}} \quad (4)$$

При установившимся движении горизонтальная реакция F сита уравновешивается силой инерции P_a , т.е. $\overline{P_a} + \overline{F} = 0$.

(При установившемся движении горизонтальная реакция F сита).

Определим силу инерции P_a .

Сила инерции в ее абсолютном движении P_a равна геометрической сумме сил инерции частицы в ее переносном P_n и относительных движениях P_0 (под переносным понимают движение точки сита, а под относительным – движение частицы по ситу). Поэтому

$$\overline{P_a} = \overline{P_0} + \overline{P_n}$$
$$\overline{F} + \overline{P_n} + \overline{P_0} = 0$$

где $\overline{P_n}$ – переносная сила инерции;

P_0 – относительная сила инерции.

Известны величина и направление силы P_n , величина силы F и ее направление по одной прямой со скоростью относительного движения. При постоянной величине скорости движения частицы полное ускорение в относительном движении частицы является одновременно и нормальным, следовательно силы P_0 и F взаимно перпендикулярны. (рис.2)

$$\overline{P_n} = \overline{P_0} + F$$

Из треугольника векторов сил определим величину P_0 :

$$P_0 = \sqrt{P_n^2 - F^2} \quad (5)$$

Вектор относительной силы инерции P_0 равномерно вращается с угловой скоростью ω , а угол между силами P_0 и F , являющийся постоянной величиной, обеспечивает вращение силового треугольника по какой то окружной траектории в том же направлении со своим радиусом r_a абсолютного движения.

Радиус окружности траектории относительного движения определим исходя из ряда условий $P_0 = m \cdot \omega^2 \cdot r_0$, т.к. $P_n = m \cdot \omega^2 \cdot \rho$ и

$F = m \cdot g \cdot f$, то

$$r_0 = \rho \cdot \sqrt{1 - (\frac{gf}{\omega^2 \rho})^2} \quad (6)$$

Радиус окружности траектории абсолютного движения r_a находим из другого состояния $P_a = m \cdot \omega^2 \cdot r$ и $P_a = F$

$$r_a = \frac{g \cdot f}{\omega^2} \quad (7)$$

Из полученного уравнения видно, что радиус траектории относительного движения частицы по ситу всегда меньше радиуса ρ траектории точек сита, совершающего круговое поступательное движение.

Угол между векторами переносной и абсолютной сил инерции определяют из уравнения

$$\cos\varphi = \frac{r_a}{\rho} = \frac{gf}{\omega^2 \rho} \quad (8)$$

Однако реальные процессы, происходящие в процессе сепарации сыпучих продуктов, значительно отличаются от картины движения одной материальной частицы, вследствие чего, рассмотренная задача не позволяет объяснить явление самосортирования и выбрать пути интенсификации процесса сепарирования в целом.

Влияние факторов на непрерывное перемещение продуктов по ситу.

Движение сепарируемого материала по ситовому каналу обусловлено двумя факторами:

- подпором, за счет поступления в канал новых порций продукта;
- реакциями стенок канала или гонков.

Увеличение толщины сыпучего груза в приемной части канала вследствие непрерывного поступления исходной смеси вызывает давление на остальную часть этого тела в направлении к сходовому концу. В результате такого давления сыпучий груз приобретает некоторую дополнительную скорость, превращающую круговые траектории частиц по ситу в петлеобразные

Увеличение длины сита при неизменном количестве исходной смеси, поступающей смеси в единицу времени, увеличивает сопротивление подаче, вследствие чего возрастает толщина сыпучего груза и снижается скорость движения его по ситу.

При увеличении количества исходной смеси в единицу времени при неизменной длине сита одновременно возрастают и толщина сыпучего груза и скорость подачи.

Влияние стенок каналов на скорость подачи обусловлено следующим. Если частица A продукта (рис. 5), перемещаясь по ситу, встречается со стенкой в точке A_1, то ее дальнейшее движение продолжается вдоль стенки. При отсутствии трения она, скользила бы до точки A_2'. В действительности, в результате трения о стенку путь, пройденный частицей, будет короче и относительное движение по окружности она продолжит из точки A_2, двигаясь петлеобразно.

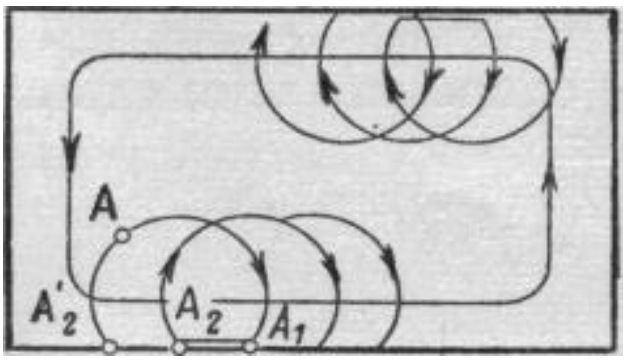


Рис. 5. Схема движения частиц продукта в результате реакции стенок канала.

Происходящее при этом отбрасывание продукта от стенки нарушает послойное движение и перемешивает сыпучую массу продукта, вызывая тем самым его подачу.

Около противоположной стенки продукт приобретает скорость подачи в обратном направлении. Если стенки образуют замкнутый контур, подача продукта происходит вдоль стенок в направлении, противоположном движению сита.

В канале, открытом со сходового конца при непрерывном поступлении исходной смеси, подпор и реакции одной из боковых стенок направлены в одинаковом направлении, увеличивая подачу; реакции другой боковой стенки действуют противоположно подпору, уменьшая подачу. Чем длиннее ситовой канал и чем меньше его ширина, тем больше влияние боковых стенок и тем меньше влияние на скорость подачи оказывает подпор. В широких и коротких каналах, напротив, решающее влияние на скорость подачи оказывает подпор, влияние боковых стенок увеличивают при помощи так называемых гонков.

Гонки (рис.6) размещают на правой стенке при движении рассева по часовой стрелке и на левой стенке − при движении рассева против часовой стрелки.

В зоне гонков продукт перемешивается и резко снижается эффективность самосортирования и просеивания. Чтобы уменьшить вредное влияние гонков, их поднимают над ситом на $12...15 мм$, или загибают гонки расположенные у сходового конца канала.

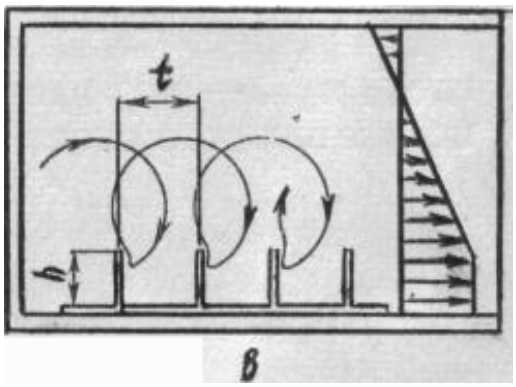


Рис. 6. Схема движения частиц продукта при наличии гонков.

Величину шага t выбирают от r_0 до $2r_0$ (r_0 — средний радиус относительных траекторий частиц). Исходят из того, что при $t > 2r_0$ величина и скорость подачи намного уменьшаются, а при $t < r_0$ использование ситовой поверхности в зоне гонков становится ничтожным. Размер h (длину гонков) выбирают от r_0 до $1,5\ r_0$, так как при $h < r_0$ скорость подачи снижается, а если

$h > 1,5r_0$, увеличивается время пребывания частиц между гонками вблизи стенок.

Скорость подачи также оказывает большое влияние на эффективность работы ситового канала. Важно чтобы распределение скоростей подачи в поперечном сечении было равномерным, так как при этом достигаются одинаковое время пребывания на сите порций продукта, и повышается средний коэффициент извлечения проходовой фракции. Равномерность скоростей подачи в поперечном сечении ситового канала увеличивается с уменьшением отношения длины L канала к его ширине, особенно при отсутствии гонков. Величина скорости подачи возрастает с увеличением и ρ рассева и с уменьшением коэффициентов сопротивления сдвигу слоев.

Лекция №12

Технологическое оборудование для разделения продуктов шелушения зерна, шлифования и полирования крупы.

Назначение, область применения и классификация крупосортировальных машин. Устройство, технологические процессы просеивающих и крупосортировальных машин. Элементы теории процесса сортирования зерна в падди-машинах.

На разных стадиях процесса переработки зерна в крупу необходимо разделять продукты шелушения на две фракции, одна из которых содержала бы главным образом шелушеные зерна, а другая — нешелушеные. Для этого в производстве применяют машины, которые сортируют смесь на фракции, отличающиеся между собой совокупностью различных свойств (коэффициентом трения, плотностью, формой, размерами и упругостью).

Аналогичные машины могут быть использованы для выделения из зерновой смеси примесей: камней, металлических частиц, ржаного костра, рожков спорыньи, семян сорных растений и поврежденных зерен.

2. Принципиальная схема падди – машин.

Машины устроены следующим образом. К сортировальному столу 1, установленному под соответствующим углом наклона к горизонту α, перпендикулярно к поверхности прикреплены стенки 2 зигзагообразной формы. Они образуют каналы 3 и 4, по которым движется продукт. Сортировальный стол получает прямолинейное возвратно-поступательное движение в направлении, указанном стрелкой. (Перпендикулярно направлению движения продукта). При подаче сортируемой смеси на поверхность колеблющегося стола более плотные частицы «а» (рис. 2) с большим коэффициентом трения и меньшей упругостью перемещаются вниз, не приходя в соприкосновение с рабочими участками зигзагообразного канала. Менее плотные частицы «б» с меньшим коэффициентом трения и большей упругостью, чем частицы «а», контактируют с рабочими участками канала и перемещаются вдоль них вверх.

На эффективность разделения смеси влияет самосортирование, которое происходит при прямолинейно-возвратном поступательном движении канала. Нешелушеные зерна, как более легкие, крупные, упругие и гладкие, попадают в верхние, а шелушеные — в нижние слои. В результате создается большая свобода перемещения для нешелушеных зерен, и образуются дополнительные связи для шелушеных.

Поэтому процесс сепарации зависит от соотношения шелушеных и нешелушенных зерен, а также от толщины слоя разделяемого продукта на днище стола.

3. Теоретическое обоснование кинематических режимов работы падди – машин.

Теоретически процесс разделения зерновой смеси на части, различающиеся коэффициентом трения зерен, можно объяснить при рассмотрении движения одного зерна в канале. Так как угол наклона днища канала (опорной поверхности сортировального стола) $\alpha \rangle 0$ (рис. 3), то силу тяжести G частицы можно разложить на две составляющие:

$A = G \cdot \cos\alpha$ и $B = G \cdot \sin\alpha$

Рис. 3. Схема действия сил на наклонной плоскости днища стола.

Кроме этого при возвратно – поступательном движении сортировального стола возникают силы инерции P_u,соответствует положению кривошипа приводного механизма в I и IV квадрантах или во II и III квадрантах (рис. 4).

Рис. 4. Схема действия сил на плане сортирующего стола в положении кривошипа:

а) I и IV квадрантах;

б) II и III квадрантах.

Рис. 5. Схема действия сил относительно стенок канала.

Сила инерции

$$P_u = \frac{G}{g}\omega^2 r\cos\omega t \quad , \qquad (1)$$

где ωt – текущее значение угла поворота кривошипа, отсчитываемого от левого мертвого положения механизма.

Т.к. сила инерции P_u направлена параллельно поверхности стола, в связи, с чем нормальное давление $A = G\cdot\cos\alpha$ постоянно.

Сила трения частиц о поверхность стола постоянна и равна:

$$T = fA = fG\cdot\cos\alpha \qquad (2)$$

где f - коэффициент трения скольжения частицы об опорную поверхность стола.

Относительное движение частицы по опорной поверхности стола начнется, когда совместное действие сил P_u и B преодолеет действие силы T'. Силы P_u и B всегда расположены под прямым углом, поэтому равнодействующая этих сил R равна:

$$R = \sqrt{P_u^2 + B^2} \qquad (3)$$

Так как P_u сила переменная по величине и направлению, то и сила R является переменной сила T', всегда противоположна силе R. Движение частицы на плоской поверхности стола начнется при условии $R \geq T'$.

Однако, при наличии на поверхности стола направляющих зигзагообразных стенок (рис. 5) возникают добавочные силы трения частиц об эти стенки. Тогда условие равновесия частицы будет рассматриваться относительно одной из граней делительной стенки.

Рис. 5. Схема действия сил на частицу относительно стенок канала.

Условие равновесия заменяется так:

$$P_u\cos\beta = B\sin\beta + T'' + T' \qquad (4)$$

где $B\sin\beta = G\sin\alpha\cdot\sin\beta$,

$T' = Gf\cos\alpha$,

$T'' = P_u\sin\beta + G\sin\alpha\cdot\cos\beta \mp f_1$,

После подстановки получаем:

$$P_u\cos\beta = G\sin\beta + Gf\cos\alpha + P_u\sin\beta f_1 + G\sin\alpha\cdot\cos\beta\cdot f_1,$$

$$P_u(\cos\beta - f_1\cdot\sin\beta) = G\sin\alpha(\sin\beta + \cos\beta\cdot f_1) + Gf_1\cdot\cos\alpha \qquad (5)$$

где f_1 - коэффициент трения частицы о боковую стенку канала.

Частоту вращения вала приводного механизма сортировального стола, при движении частицы вверх можно определить, решив равенство (5). Для этого заменим, f_1 на $tg\varphi$, проведем тригонометрические преобразования.

$$P_u \frac{\cos(\beta+\varphi_1)}{\cos\varphi_1} = G\sin\alpha\frac{\sin(\beta+\varphi_1)}{\cos\varphi_1} + Gf\cdot\cos\alpha$$

т.е. частица будет двигаться вверх, если

$$P_u \rangle G\left[\frac{\sin\alpha\cdot\sin(\beta+\varphi_1)+ f\cdot\cos\alpha\cdot\cos\varphi_1}{\cos(\beta+\varphi_1)}\right] \quad (6)$$

В крайнем левом (правом) положении кривошипа где $\cos\omega t = 1$

$$P_{umax} = \frac{G}{g}\omega^2 t \quad (7)$$

где ω угловая скорость кривошипа c^{-1};

r – радиус кривошипа $мм$;

g – ускорение свободного падения $м/с^2$, тогда

$$\frac{G}{g}\cdot\omega^2 r \rangle G\left[\frac{\sin\alpha\cdot\sin(\beta+\varphi_1)+ f\cdot\cos\alpha\cdot\cos\varphi_1}{\cos(\beta+\varphi_1)}\right]$$

откуда

$$\omega\rangle G\left[\frac{(\sin\alpha\cdot\sin(\beta+\varphi_1)+ f\cdot\cos\alpha\cdot\cos\varphi_1)\cdot g}{r\cdot\cos(\beta+\varphi_1)}\right] \quad (8)$$

При полученном значении ω все частицы смеси перемещаются вверх по сортировальному столу. Поэтому фактическую частоту вращения вала на практике принимают равной 0,5—0,7 от полученного значения. Установлено, что $\omega_p^2\cdot r$ находится в пределах 9—12 **м/с²,** ее выбирают в зависимости от физико-механических свойств смеси.

Опыт показывает, что в моменты контакта зерна и рабочих участков канала частицы, подлежащие направлению вверх, отделяются от опорной поверхности, в связи, с чем сила трения частиц о поверхность стола практически равна нулю $T' = Gf\cos\alpha = 0$.

В этом случае неравенство (8) принимает следующий вид:

$$\omega\rangle\sqrt{\frac{g\sin\alpha}{r}tg(\beta+\varphi_1)} \quad (9)$$

Контакт частицы и направляющей плоскости зигзагообразных стенок нарушается в момент, когда вступает в силу уравнение (10) определяющее соотношение сил по нормали к направляющей плоскости (рис.5).

$$G\sin\alpha\cdot\cos\beta + \frac{G}{g}\cos\omega^2 r\cdot\cos\omega t'\cdot\sin\beta = 0 \quad (10)$$

В крайнем левом (правом) положении кривошипа где $\cos\omega t = 1$, тогда

$$\frac{G}{g}\omega^2 r = -G\sin\alpha\frac{\cos\beta}{\sin\beta}$$

$$\omega_{мин} \geq -\sqrt{\frac{g \cdot \sin\alpha \cdot \cos\beta}{r \cdot \sin\beta}} = -\sqrt{\frac{g \cdot \sin\alpha}{r \cdot tg\beta}}$$

Эффективность сепарирования продуктов шелушения в падди – машине регулируют, изменяя угол наклона корпуса к горизонтальной оси и изменяя частоту колебаний.

Продукт, полученный сходом в нижней части должен состоять только из шелушеных зерен. Продукт, полученный в верхней части машины и содержащий главным образом нешелушенные зерна, направляют на повторную обработку в шелушильной машине.

Лекция №13

Оборудование для дозирования и взвешивания сыпучих продуктов.

Назначение, область применения и классификация дозаторов. Оценка точности дозирования, устройство и принцип действия барабанных, тарельчатых, шнековых, ленточных и вибрационных дозаторов сыпучих материалов. Методика расчета производительности дозаторов различных типов. Назначение, область применения и классификация весовых установок. Основные характеристики весов. Элементы теории работы весов. Автоматические весы дискретного и непрерывного действия.

1. Назначение и область применения.

К важнейшим процессам зерноперерабатывающих заводов следует отнести дозирование и смешивание зернопродуктов с различными физико-механическими и химико-биологическими свойствами. Смесители, например, устанавливают в зерноочистительных отделениях мукомольных заводов при раздельной подготовке зерна к помолу, в фасовочно-упаковочных отделениях при формировании сортов муки.

Любой технологический процесс базируется на определенной массе исходного сырья, выработанную продукцию также учитывают в единицах массы. Поэтому основное назначение дозирующих устройств — обеспечение заданного количества материала по массе (или поддержание заданного расхода) с определенной точностью. Например, отклонения от заданного состава комбикормов не должны превышать следующих значений:

Для ингредиентов, входящих в рецепт (% от общей массы)	Допустимые отклонения (% от общей массы)
Более 30	± 1,5
От 11 до 30	± 1,0
От 3 до 10	± 0,5
До 3	± 0,1

1.1 Классификация дозаторов.

По структуре рабочего цикла дозирование бывает непрерывным или дискретным (порционным), а по принципу действия — объемны: или весовым. Для дискретного (порционного) дозирования характерно периодическое повторение циклов выпуска дозы (порции) продукта.

При дискретном объемном способе (рис.1а) дозирующее оборудование периодически отмеривает обычно при помощи мерной камеры объема V ($м^3$) порцию, масса которой равна:

$$M = \xi \cdot v \cdot \rho \qquad (1)$$

где ρ – объемная масса материала $кг/м^3$;

ξ – коэффициент заполнения мерной камеры.

Дискретное весовое дозирование (рис.2) основано на отмеривании дозы массой M.

При непрерывном объемном дозировании (рис. 3) оборудование подает поток материала с расходом $кг/с$:

$$Q = F \cdot v \cdot \rho \quad (2)$$

где F – поперечное сечение потока материала $м^2$;

v – скорость потока материала $м/с$.

В случае непрерывного весового дозирования поток продукта, выходящего из питателя, непрерывно взвешивается и в зависимости от результатов взвешивания также непрерывно корректируется производительность питателя.

Объемные дозаторы дискретного действия используют в основном при фасовки готовой продукции, поскольку они обладают большей производительностью по числу порций в единицу времени. На предприятиях по переработки зерна в продовольственные и кормовые продукты применяют объёмные дозаторы непрерывного действия и весовые дозаторы непрерывного и дискретного действия.

Современные весовые дозаторы дискретного действия обеспечивают погрешность 0.2…0.5%, непрерывного действия – 0.5…2%.

Точность объёмных дозаторов зависит в первую очередь от стабильности физика – механических свойств дозируемого материала. Для предварительной оценки можно полагать, что погрешность приблизительно равна колебаниям объёмной массы материала выраженная в процентах от ее номинального значения.

Уточненная количественная оценка числовых характеристик точности дозирования зависит от способа дозирования.

- для весовых дозаторов дискретного действия погрешность определяют в процентах от номинального значения массы дозы или от половины наибольшего предела дозирования;
- для весовых дозаторов непрерывного действия погрешность определяют в процентах от наибольшего предела производительности;
- при непрерывном объёмном дозировании погрешность его обычно выражают в процентах от номинального значения производительности.

Необходимо учитывать, что технологический допуск на рецептуру задается обычно в процентах от суммарной массы компонента или в процентах от номинальной массы каждого компонента.

2. Объёмные дозаторы непрерывного действия для сыпучих продуктов.

Принцип действия объёмных дозаторов непрерывного действия основан на подачи продукта из бункера рабочим органом, совершающим вращательное, поступательное или возвратно – поступательное движение.

Объёмные дозаторы непрерывного действия применяют как самостоятельное оборудование, а также в качестве питателей весовых дозаторов и агрегатных установок для введения в комбикорм жидких компонентов.

2.1 Барабанные дозаторы.

Рабочий орган представляет собой барабан с несколькими карманами, заполненными продуктом под действием силы тяжести. Из карманов он поступает в выходной патрубок дозатора. Окружная скорость барабанов 0.0025…1.000 **м/с.**

Некоторые дозаторы предусматривают прерывистое односторонние движение рабочего органа, обеспечиваемое храповым механизмом.

Расчёт барабанных дозаторов.

Производительность барабанных дозаторов $Q\left(кг/с\right)$ определяют по формуле:

$$Q = 1{,}67 \cdot 10^{-2} \cdot k \cdot F \cdot l \cdot z \cdot n_б \cdot \rho \qquad (3)$$

где F – площадь поперечного сечения кармана $м^3$;

l – длина кармана $м$;

z – число карманов в барабане;

$n_б$ – частота вращения барабана $мин^{-1}$, $n_б = \frac{\alpha \cdot n_в}{360}$;

α – угол поворота барабана за один оборот приводного вала, **град**;

k – коэффициент заполнения карманов $k \approx 0{,}8$;

$n_в$ – частота вращения приводного вала $об/мин$;

ρ – объёмная масса сыпучего продукта, заполняющего карман $\left(кг/м^3\right)$;

Мощность $N\left(Вт\right)$, потребная для привода барабана в движение, приближенно определяется выражением:

$$N = 5 \cdot 10^{-5} \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot P \cdot F_1 \cdot n_б \cdot D \cdot tg\varphi_0 \qquad (4)$$

где $k_1 \cdot k_2$ – коэффициенты, соответственно учитывающие сопротивление продукта дроблению, и потери, обусловленные преодолением сопротивлений в механической системе;

- для мелкозернистых и порошковых продуктов $k_1 = 1$;
- для крупнозернистых и легко распадающихся $k_1 = 2,\ k_2 = 1{,}1...1{,}25$;

P – удельное давление продукта на барабан $Па$;

F_1 - площадь опорной поверхности столба продукта $м^2$;

D – диаметр барабана $м$;

$n_б$ – частота вращения барабана $об/мин$;

φ_0 – угол естественного откоса продукта в движении.

2.2 Тарельчатый дозатор.

Основной рабочий орган тарельчатого дозатора (рис.6) вращающийся диск (тарель) с которого продукт поступает из приёмного патрубка 2, сбрасывается скребком 5. Высоту слоя продукта регулируют передвижной манжетой 3 (стаканом), надетой на выходной патрубок 2. Вертикальный вал 6 приводится во вращение от электродвигателя через передаточный механизм.

Продукт располагается на диске усеченным конусом, размеры которого зависят от высоты расположения стакана 3.При вращении диска часть продукта снимается скребком 5.Производительность дозатора зависит от высоты продукта, находящегося на диске, расположение скребка и частоты вращения диска.

Расчет тарельчатых дозаторов.

Производительность $Q\left(кг/с\right)$ можно определить по общей формуле:

$$Q = F \cdot v_0 \cdot \rho$$

Т.к. продукт на тарелки располагается в виде кольца треугольного сечения (рис. 6,б), то площадь поперечного сечения кольца будет равна:

$$F_0 = \frac{h^2}{2 \cdot tg\varphi_0}, \quad (5)$$

где h – высота подъёма стакана над тарелью $м$;

φ_0 – угол естественного откоса при движении.

Расстояние R_0 (м) между центром тяжести радиального сечения кольца и осью вращения, составляет:

$$R_0 = R + \frac{h}{3 \cdot tg\varphi_0}, \quad (6)$$

где R – радиус манжета $м$.

Средняя скорость продукта v_0 (м/с), равная скорости центра тяжести, будет равна:

$$v_0 = \frac{\pi \cdot n \cdot R_0}{30} = \frac{\pi \cdot n}{30} \cdot \left(R + \frac{h}{3 \cdot tg\varphi} \right), \quad (7)$$

где n – частота вращения тарели $мин^{-1}$.

Подставляя значения v_0 и F_0 в формулу производительности, получим:

$$Q = \frac{\pi \cdot n \cdot h^2 \cdot \rho}{60 \cdot tg\varphi} \cdot \left(R + \frac{h}{3 \cdot tg\varphi} \right), \quad (8)$$

Предельную частоту вращения диска определяют из условия, при котором наибольший модуль центробежной силы, действующей на частицу массой «m» (г) меньше ее силы трения о тарель.

$$m \cdot \omega^2 \cdot R_1 < f_1 \cdot m \cdot g,$$

где ω – угловая скорость $рад/с$;

R_1 – наибольший радиус вращения частицы $м$;

f_1 – динамический коэффициент трения частицы о диск;

g – ускорение свободного падения $м/с$.

Принимая $\pi^2 = 9{,}81$, можно записать:

$$n < \frac{30 \cdot f}{R_1} = \frac{30 \cdot f}{\left(R + h / tg\varphi_0 \right)}$$

Силу трения P (Н), возникающую при движении продукта по диску можно рассчитать следующим образом:

$$P = F_0 \cdot L \cdot \rho \cdot g \cdot f_1, \quad (9)$$

где F_0 – площадь поперечного сечения кольца $м^2$;

L – путь перемещения продукта $м$;

ρ – плотность продукта $кг/м^3$;

f_1 – коэффициент трения продукта о тарель.

При определении мощности, потребной для привода тарельчатого дозатора необходимо учесть сопротивление от трения продукта о поверхность диска и скребка, сопротивление дроблению продукта скребком, сопротивление скручиванию столба продукта, опускающегося из воронки дозатора.

Для тарельчатого дозатора приближенно мощность электродвигателя N $(кВт)$ определяют из выражения:

$$N = \frac{N_1}{\eta} \cdot (1 + f_2 \cdot \cos\beta) \cdot k,$$

где $N_1 \frac{P \cdot v_0}{1000}$, - мощность, потребная для преодоления сопротивления от трения продукта о тарель $кВт$;

β – угол установки скребка относительно плоскости сечения кольца продукта, **град**;

f_2 – коэффициент трения продукта о скребок;

k – коэффициент, учитывающий другие сопротивления $k = 1{,}5...2$;

η – к.п.д. приводного механизма дозатора.

2.3 Шнековые дозаторы.

Шнековые дозаторы машины применяют для подачи зернистых, мелкокусковых и порошкообразных продуктов в тех случаях, когда дополнительное измельчение шнеком отдельных частиц подаваемого продукта не имеет значения.

Производительность регулируют, изменяя скорость вращения винта шнека. Для этого в приводном устройстве предусмотрен вариатор. Шнековые дозирующие машины можно устанавливать горизонтально и наклонно.

Производительность определяют по формуле:

$$Q = 1{,}31 \cdot 10^{-2} \cdot D \cdot S' \cdot k \cdot n \cdot \rho, (кг/с) \quad (11)$$

где D – диаметр винта шнека $м$;

S – шаг шнека, **м,** $S = (0{,}8...1{,}0) D$;

k – коэффициент заполнения $k = 0{,}8...1{,}0$;

n – частота вращения винта шнека $об/мин$;

для легкосыпучих продуктов $n = 40...80$ $об/мин$

для трудносыпучих продуктов $n = 20...40$ $об/мин$.

Потребную мощность электродвигателя можно определить по формуле:

$$N = \frac{Q}{1000 \cdot \eta} \cdot (L_г \xi + H) \cdot k_1,$$

где η – к. п. д. привода;

$L_г$ – горизонтальная проекция пути перемещения $м$;

H – высота подъема продукта $м$;

ξ – коэффициент сопротивления перемещению продукта в корпусе дозатора;

k_1 – коэффициент, учитывающий потери на трение в подшипниках,

$k_1 = 1{,}1...1{,}2$.

2.4 Вибрационные дозаторы.

Рабочий орган вибрационных дозаторов – опорный или подвесной лоток (рис.9), получающий колебание или от вибродвигателя или эксцентрикового колебателя при колебаниях с частотой 800 … 1000 **мин.$^{-1}$**.

Движение лотка питателя в этом случае характеризуется закономерностями, определёнными в разделе «ситовые сепараторы». В вибрационных дозаторах производительность регулируют изменением частоты или амплитуды колебаний. Определяют производительность вибрационных дозаторов по формуле:

$$Q = B \cdot h \cdot v \cdot \rho \text{ кг/с} \quad (14)$$

где B – ширина лотка $м$;

h – высота слоя продукта на лотке $м$;

v – средняя скорость перемещения продукта $м/с$;

ρ – плотность продукта $кг/м^3$.

Величина средней скорости продукта по лотку при частоте колебаний больше или равной 30Гц:

$$v = k \cdot a \cdot \omega \cdot \cos\beta \quad (15)$$

где $k = k_1 + k_2 \cdot \sin\alpha$

k_1, k_2 – коэффициенты, зависящие от свойства продукта, (определяются опытным путём);

a – амплитуда колебания;

ω – угловая частота колебаний c^{-1};

α – угол наклона лотка;

β – угол между направлением тягового усилия и лотком.

2.5 Ленточные дозаторы.

Ленточный дозатор (рис.8) представляет собой короткий конвейер, расположенный под питающим бункером. Вдоль ленты установлено борта, образующие желоб, по которому движется подаваемый продукт. Производительность можно регулировать перемещением заслонки, изменяющей высоту слоя продукта, и изменением скорости ленты. Рассчитывают производительность ленточных дозаторов и потребную мощность двигателя по формулам, изложенным в курсе «ПТМ»

$$Q = \rho \cdot k_\beta \cdot F_v, \quad (13)$$

где $k_\beta = 1...0{,}75$ – коэффициент, учитывающий ссыпание груза при наклоне транспортера на угол до 20˚;

F – площадь сечения грузового потока;

ρ – плотность транспортируемого материала.

При плоской ленте с бортами и ограничительной планкой сверху,

$$F_{пбу} = F_{пр} = h_п \cdot B = (0{,}7...0{,}8) \cdot k_1 \cdot B^2$$

$k_1 \approx 0{,}1...0{,}15$

Мощность двигателя определяют по формуле:

$$N_Д = k_и \left(W_0 + W_Б\right) \frac{v}{\eta} = \frac{k_и \cdot W_t \cdot v}{\eta}$$

где W_t – общее окружное усилие, определяемое по известной методике курса ПТМ;

η – к.п.д. механизма привода;

v – скорость полотна транспортера;

$k_и = 1{,}15...1{,}2$ – коэффициент увеличения мощности для преодоления сопротивления от инерции как при пуске транспортёра;

W_0 – разность натяжения ветвей на ведущем барабане;

$W_Б$ – сопротивление на барабане.

Лекция № 14

Оборудование для производства комбикормов

Технологические процессы и оборудование для производства комбикормов. Классификация технологического оборудования. Устройство, работа и регулировки машин для гидротермической обработки и измельчения сырья. Определение основных конструктивных параметров молотковых дробилок. Расчет производительности и энергоемкости. Оборудование для дозирования, смешивания и прессования комбикормов. Устройство, работа, основные регулировки. Контроль качества. Способы повышения эффективности оборудования.

1. Назначение и общее устройство.

Молотковые дробилки применяют на комбикормовых заводах для измельчения зерна, минеральных кормов, сена, соломы, жмыхов, кукурузы в початках. Измельчаемые компоненты комбикормов обладают различными структурно – механическими свойствами. Это обусловило разнообразие машин, отличающимся принципом действия, типоразмерами и мощностями привода. Для дробления крупнокускового сырья используют зубчатые и пальцевые дробилки; для измельчения вязкопластических компонентов комбикормов – всех типов зернового сырья, жмыхов, отрубей, шротов – используют молотковые дробилки с пластинчатыми молотками; для измельчения сырья минерального происхождения, солей микроэлементов – молотковые дробилки (ситовые и бесситовые) с молотками или штифтами, имеющими большую ударную поверхность.

Конструкции молотковых дробилок почти одинаковы, они отличаются только размерами, устройствами питателя, способом транспортирования продуктов, формой рабочих органов (молотков, неподвижной обечайкой), производительностью.

Физическая сущность техпроцесса молотковой дробилки заключается в измельчении зерна вследствие удара, излома и истирания между рабочими органами машины (рис. 1).

Требования к измельчающим машинам:

1) непрерывная равномерная подача продукта в зону измельчения,
2) равномерное измельчение и быстрое удаление из рабочей зоны,
3) возможность регулирования степени измельчения,
4) легкая замена быстроизнашивающихся деталей машины,
5) минимальный удельный расход энергии.

Рис. 1. Схема молотковой дробилки.

1- корпус, 2- ротор, 3- рифленая дека, 4- пакет молотков, 5- ситовая обечайка, 6- загрузочное приспособление.

Основным рабочим органом является быстровращающийся ротор 2, установленный на чугунной станине 1. На ротор свободно навешивают молотки 4. С внешней стороны ротор окружен неподвижной сетчатой обечайкой 5 и рифленой декой 3. Подача измельчаемого продукта осуществляется с помощью загрузочного приспособления 6. Принцип работы молотковой дробилки заключается в следующем. Продукт из приемного ковша поступает в рабочую зону дробилки. При вращении ротора молотки под действием центробежной силы принимают радиальное положение, разбивают продукт и отбрасывают его в сторону деки, где снова происходит разрушение частиц продукта. Они, отразившись от деки, снова попадают под действие молотков, которые придают им вращение относительно неподвижной обечайки. При этом происходит интенсивное истирание частиц. Частицы, большие по величине, чем отверстия в сите (или между колосниками), подвергаются воздействию молотков деки, и сита до тех пор, пока смогут пройти через отверстия.

На степень измельчения продукта влияет величина зазора между молотками и неподвижной декой, размер отверстий сита, окружная скорость ротора, форма и величина молотков и рифлей деки. Существенное влияние оказывает и влажность измельчаемого продукта. Например, при увеличении влажности ячменя с 13,8 до 20% производительность дробилки снижается на 30% и удельный расход энергии повышается на 30…32%.

Степень измельчения j рассчитывают как отношение суммарной конечной Sk и суммарной начальной Sm поверхностей частиц материала или как отношение среднего начального D и среднего конечного d диаметров частиц, т.е.

$$j = \frac{Sk}{Sm} \quad \text{или} \quad j = \frac{D}{d} \qquad (1)$$

Однако чаще эффективность измельчения определяют по гранулометрическому составу полученных в результате измельчения продуктов. На комбикормовых заводах степень измельчения определяют на основе ситового анализа проводимого по двум способам.

а) По первому простому способу продукт анализируют с помощью двух сит:

мелкий размол – остаток на сите с отверстиями диаметром 2мм составляет не более 5%, остаток на сите с отверстиями диаметром 5мм – отсутствует;

средний размол – остаток на сите с отверстиями диаметром 3мм не более 12%, остаток на сите диаметром 5мм – отсутствует.

Крупный размол – остаток на сите с отверстиями диаметром 3мм составляет не более 35%, остаток на сите с отверстиями диаметром 5мм – не более 5%.

б) Второй способ предусматривает определение модуля крупности размола на основе ситового анализа 100 граммовой навески измельчаемого продукта на рассеве – анализаторе с несколькими ситами. Модуль крупности размола М (мм) определяют по формуле:

$$M = \frac{0{,}5P_0 + 1{,}5P_1 + 2{,}5P_2 + 3{,}5P_3 + 4{,}5P_4 + 5{,}5P_5}{100} \qquad (2)$$

где P_0 – остаток на сборном дне анализатора $мм$;

P_1, P_2, P_3, P_4, P_5 – остатки на ситах с отверстиями диаметром $1{,}2{,}3{,}4{,}5$ $мм$.

Продукты измельчения считают мелкими, если М=0,2…1,0мм; средними, если М=1,0…1,8мм; крупными, если М= 1,8…2,6мм.

Работу дробилок оценивают также по эффективности измельчения ячменя влажностью 14,5…15,5% и насыпной массой 680кг/м^3 до разной крупности. Исходя из требований стандартов на рецепты комбикормов, измельченный продукт по крупности разбивают на четыре группы.

Требования к гранулометрическому составу измельченного ячменя.

Группа крупности	Остаток (%) на сите с диаметром отверстий, мм			Содержание целых зерен, %
	2	3	5	

1	не допускается	—	—	не допускается
2	не более 5	не допускается	—	не более 0,3
3	—	не более 5	не допускается	то же 0,3
4	—	то же 35	не более 5	то же 0,7

1.2. Конструкция молотков.

Для различных продуктов и дисперсности помола применяют молотки разной формы.

В комбикормовой промышленности широкое применение получили пластинчатые молотки с отверстиями у обоих концов (тип 1). Благодаря такому расположению отверстий можно поворачивать каждый молоток и использовать все четыре рабочих угла. Изготавливают эти молотки из полосовой термически обработанной высококачественной стали 30ХГС. Для измельчения зерна наиболее рационально применять пластинчатые молотки толщиной 1,5 – 2 мм, для измельчения кусковых материалов, сена, соломы – молотки толщиной 6 – 10мм.

Молотки с кромками (тип 2 и 3) срезанными под острым углом применяют для дробления сыпучих продуктов с использованием эффекта разрывания или расщепления. Молотки с вырезами (тип 4) работают эффективно, но их нельзя восстановить после срабатывания. Молотки с усиленным концом (тип 5 и 6) и молотки (9 и 10) применяют для измельчения кусковых материалов и плиточного жмыха. Молотки (типа 7 и 8) имеют съемную рабочую часть, которую поворачивают при затуплении работающего угла. Наибольшее распространение получили молотки 1 типа.

1.3. Конструкция сит и колосников.

Другим важным рабочим органом дробилки является сито, расположенное вокруг ротора. В молотковых дробилках применяют два вида сит: гладкие сита с круглыми или продолговатыми отверстиями и чешуйчатые.

Сита с круглыми отверстиями изготавливают, из листовой стали толщиной 4 – 6мм для измельчения жмыхов, кукурузы в початках, сена; 1,5 – 2мм для измельчения зерна. Диаметр круглых отверстий для измельчения сена или соломы принимают 25 – 35мм; жмыхов 6 – 8мм, зерна 2 – 6мм.

Чешуйчатые сита изготавливают из тонкой листовой стали толщиной 1,5мм. (рис. 3). На листе надрезают необходимую длину ячейки и затем надрезанную часть металла выдавливают в одну сторону. Обычно эти прорези располагают в шахматном порядке.

При этом образуются отверстия полуовальной или прямоугольной формы, а поверхность сит с одной стороны гладкая, а с другой – острошероховатая.

При установке сита в дробилке отогнутые кромки отверстий обращены во внутреннюю полость навстречу движению ротора. Большое число режущих кромок повышает производительность дробилки, способствует эффективному измельчению и удалению размолотых частиц из рабочей полости дробилки. С увеличением размеров отверстий сита степень измельчения продукта снижается, а производительность увеличивается.

В ряде конструкций дробилок в качестве ситовых элементов служат различной формы колосники, расположенные параллельно от дробилки. Форму поперечных сечений колосников (рис. 4) подбирают в каждом отдельном случае в зависимости от свойств размалываемого продукта.

Для крупных продуктов применяют колосники с прямоугольным и треугольным сечением без выступающих граней (тип 1 и 2). Когда необходим повышенный эффект дробления, применяют колосники с выступающими гранями (тип 3 и 4). В ряде колосников проделывается канавка «с», в которой частица продукта поворачивается и, задерживаясь, подвергается при этом воздействию молотков барабана, что повышает эффект дробления. (рис. 5). Такую форму колосников часто применяют при дроблении продуктов требующих разрывания или раскалывания.

Материалом для колосников служит сталь, подвергнутая термообработке. Достоинство колосников – высокая прочность, долговечность, высокий процент дробления. К недостаткам относят малый процент живого сечения, т.к. большая часть поверхности решетки занята колосниками, большую затрату металла и непригодность колосников для мелкого дробления, вместе с тем колосники хорошо работают при дроблении крупных кусков.

2. Основы расчета молотковых дробилок.

2.1. Определение геометрии масс молотка.

При конструировании и изготовлении деталей ротора молотковой дробилки необходимо точно соблюдать геометрическую форму деталей, жесткие допуски на посадочные отверстия, размеры дисков и молотков. Все молотки должны быть расположены на строго одинаковом расстоянии от оси ротора.

Чтобы на вал и подшипники дробилки не передавались ударные импульсы от молотков, профессор М.М. Гернет разработал теорию расчета геометрии масс молотка. По этой теории квадрат радиуса инерции молотка ρ^2 относительно точки его подвеса к диску должен быть равен расстоянию $"c"$ от центра тяжести молотка до оси подвеса, умноженному на расстояние l от той же оси подвеса до конца молотка, т.е.

$$\rho_c^2 = c \cdot l \quad (3)$$

При соблюдении этого условия ударный импульс не будет передаваться на шарнир, а, следовательно, на вал и подшипники дробилки. Учитывая это обстоятельство, координаты точки подвеса пластинчатого молотка прямоугольной формы с одним отверстием (рис. 5а), определяют по уравнению:

$$c = \frac{a^2 + b^2}{6a} \quad (4)$$

а для молотка с двумя отверстиями (рис. 5б), определяют по уравнению:

$$c^2 + \left(\frac{a^2 b}{\pi d^2} - \frac{a}{2}\right) \cdot c - \frac{ab\left(a^2 + b^2\right)}{6\pi d^2} + \frac{d^2}{8} = 0 \quad (5)$$

2.2. Определение окружной скорости молотков.

Минимальная окружная скорость молотка, при которой разрушается зерновка в момент удара, определяется из закона количества движения:

$$m \cdot \left(v_2 - v_1\right) = P\tau$$

где m – масса измельчаемой частицы (зерновки) $кг$;

v_1 – скорость зерновки до удара $м/с$;

v_2 – средняя скорость частиц после удара $м/с$;

P – средняя сила сопротивления разрушению зерновки $Н$;

τ – продолжительность удара, $с$.

По данным исследований разрушающее усилие при сжатии $P\left(Н\right)$ для разных культур различно и при влажности 13…15%

для проса……...14…16,8
для пшеницы……120…280
для кукурузы……180…220
для ячменя……120…180
для овса…….100…120

Экспериментально установлено, что в среднем продолжительность удара равна $\tau = 10^{-5} c$.

Начальную скорость зерновки v_1, в момент встречи её с молотком принимают приблизительно равной нулю. Следовательно, средняя скорость частиц после удара, при которой наступает их разрушение, определяем по формуле:

$$v_2 = \frac{P\tau}{m} \quad (6)$$

Разделив полученную скорость v_2 на коэффициент восстановления при неупругом ударе k, можно рассчитать окружную скорость ротора, при которой достигается эффективное измельчение продуктов:

$$v_p = \frac{v_2}{k};$$

где $0\langle k\langle 1$

Если принять $k = 0{,}8$ то $v_p = 1{,}25v_2$.

На практике скорость молотков принимают $v_м = 1{,}12....1{,}61v_p$.

2.3. Производительность и энергоёмкость.

Производительность дробилки можно рассчитать по эмпирической формуле:

$$Q = \frac{3{,}6 \cdot k_1 \cdot \gamma \cdot D^2 \cdot L \cdot n}{60}; m/ч \quad (7)$$

где k_1 – эмпирический коэффициент, зависящий от типа, размеров ячеек ситовой поверхности, физика – механических свойств сырья;

γ – объёмная масса измельчаемого продукта $кг/м^3$;

D – диаметр ротора дробилки $м$;

L – длина ротора дробилки $м$;

n – частота вращения ротора $мин^{-1}$.

Эмпирический коэффициент k для сит с размером ячей диаметром до 3мм будет $k_1 = \frac{1{,}3}{10^4}....\frac{1{,}7}{10^4}$, для чешуйчатых сит размером отверстий диаметром от 3мм до 10мм $k_1 = \frac{2{,}2}{10^4}....\frac{5{,}25}{10^4}$.

Меньшее значения коэффициента k_1 будет для сит с меньшими размерами отверстий.

Потребную мощность N кВт электродвигателя на процесс измельчения в молотковой дробилке определяют по эмпирической формуле:

$$N = k_1 \cdot k_2 \cdot \gamma \cdot D^2 \cdot L \cdot n \quad (8)$$

где n – частота ротора,

Коэффициент $k_2 = 6{,}4....10{,}5$ (меньшее значение k_2 принимают при грубом измельчении, большее – при тонком измельчении).

Классификация молотковых дробилок.

- по назначению:

а) специализированные (простые),

б) универсальные, они имеют дробильный и режущий аппарат для измельчения стебельных кормов;

- по конструктивным признакам:

а) по числу барабанов – одно и двухбарабанные,

б) по месту подвода продукта в дробильную камеру – с радиальным, тангенциальным и центральным подводом,

в) по способу питания – с самотечной и принудительной подачей,

г) по способу отвода готовой продукции – без вентилятора и с вентилятором,

д) по размерам рабочей камеры, которая определяется производительностью дробилки.

Теория молотковых дробилок.

По мнению профессора М.М. Гернета рабочий процесс молотковой дробилки состоит из разрушения перерабатываемого материала от удара влёт при поступлении материала в рабочую камеру и разрушения материала, отброшенного молотками о рифленую деку корпуса.

Так как основным разрушающим фактором является ударный импульс, то величина импульса рассчитывается по закону о количестве движения:

$P\Delta t = m(v_м + v_1)$, откуда

$$v_м = \frac{P\Delta t}{m}$$

Оптимальные значения скорости молотков, обеспечивающие необходимое разрушение материала, зависят от физика – механических свойств материала (размера частиц, формы, влажности, твердости и т.д.) и устанавливаются экспериментально, $v_p = 40 - 80 м/с$, а в дробилках комбикормовых заводов до $100 м/с$.

В результате удара влёт происходит полное или частичное разрушение материала и его частицы приобретают скорость равную окружной скорости молотка $v_м$ и направленную по касательной к окружности, описываемой кромкой молотка. Двигаясь с этой скоростью частицы, ударяются о неподвижную поверхность рифлей деки и дополнительно разрушаются. Затем, вследствие своей упругости, частицы отражаются под углом $\beta = \alpha$ и вновь подвергаются ударному воздействию молотков.

Рис. 1. Схема действия молотка и деки.

Эффективность ударов частиц продукта о деку в значительной мере зависит от угла падения α и будет наибольшей, если $\alpha = 0$. С этой целью лобовую грань рифлей дек располагают под углом $\alpha_1 = 40 \div 45^0$ к радиусу дробильной камеры. При этом угол наклона тыльной грани принимают равной $\beta = 55 \div 60^0$.

Характерной особенностью молотковых дробилок является их саморегулируемость степени разрушения.

Т.е. под действием ударов зерно измельчается лишь до определенного предела, после чего, в соответствии с законом о количестве движения, сила удара будет уменьшаться пропорционально массе разрушенных частиц. Кроме этого на величину силы удара влияет угол отклонения молотка от радиуса.

Определим условия отклонения молотка от своего радиального положения. Установлено что молотки в дробильной камере перемещаются в среде измельченного продукта (дерти), которая вызывает сопротивление перемещению молотков.

Рис. 2. Схема сил, действующих на молоток во время работы.

Рассмотрим условия, при котором молоток выходит из вертикального положения.

Крутящий момент на валу барабана, $H \cdot м$, составляет:

$$M_{кр} = \frac{N}{\omega} \quad (1)$$

где N – мощность на валу, $Вт$

ω – угловая скорость барабана, $рад/с$

Тогда усилие, действующее на молоток, определится выражением:

$$T = \frac{M_{кр}}{R_1 \cdot z} \quad (2)$$

где R_1 – расстояние от центра вала до точки приложения силы,

z – число молотков.

В промежутке между двумя последовательными ударами молотка по измельчаемому продукту на молоток будут действовать: G – сила тяжести, тангенциальная и нормальная силы инерции частиц, участвующих в переносном движении, силы инерции частиц движущихся с поворотным ускорением, сила трения и реакция болта. Однако при составлении уравнения моментов сил относительно оси болта в него войдут только моменты силы тяжести G, центробежной силы Pu и силы трения T, т.к. моментом инерции частиц, движущихся с поворотным ускорением и реакции болта относительно рассматриваемой оси равны нулю.

Составим уравнение моментов сил, действующих на молоток, относительно оси болта:

$$T \cdot b = M_G + M_{Pu} + M_F$$

Момент силы тяжести, $H \cdot м$

$$M_T = G \cdot l = mg \cdot a \cdot \sin\alpha \quad (3)$$

где m – масса молотка, $кг$

l – плечо силы тяжести относительно оси молотка, $l = a \cdot \sin\alpha$

a – расстояние от центра шарнира молотка до центра тяжести.

Момент центробежной силы:

$$M_Ц = P_Ц \cdot d = m \cdot \omega^2 \cdot \rho \cdot d \quad (4)$$

где ω – угловая скорость вращающегося барабана, $рад/с$

ρ – расстояние от оси барабана до центра тяжести молотка, $м$

d – плечо центробежной силы относительно молотка, $м$.

Произведение $\rho \cdot d$ равно удвоенной площади треугольника OO_2C, т.е.

$$\rho \cdot d = 2S \quad (5)$$

но из треугольника OO_2C:

$$S = \frac{1}{2} R \cdot a \cdot \sin(80 - \alpha)$$

тогда

$$\rho \cdot d = R \cdot a \cdot \sin\alpha \quad (6)$$

где R – расстояние от оси барабана до оси шарнира,
следовательно,

$$M_{Ц} = m \cdot \omega^2 \cdot R \cdot a \cdot \sin\alpha \quad (7)$$

Момент от силы трения

$$M_{TP} = F \cdot r = P_{Ц} \cdot f \cdot r = f \cdot m \cdot \omega^2 \cdot \rho \cdot r \quad (8)$$

где f – коэффициент трения стали о сталь, $f = 0{,}15$
r – радиус болта подвески молотка, $м$.

Т.о. уравнение моментов сил относительно оси болта, действующих на молоток можно представить как:

$$T \cdot b = mg \cdot a \cdot \sin\alpha + m \cdot \omega^2 \cdot R \cdot a \cdot \sin\alpha + f \cdot m\omega^2 \cdot \rho \cdot r \quad (9)$$

При установившемся движении барабана, т.е. $\alpha = 0$, уравнение (9) примет вид:

$$T \cdot b = f \cdot m\omega^2 \cdot \rho \cdot r$$

и отклонение молотка от радиального положения произойдет в случае когда

$$T \cdot b \rangle f \cdot m\omega^2 \cdot \rho \cdot r$$

для нормальной работы

$$T \cdot b \le f \cdot m\omega^2 \cdot \rho \cdot r$$

Приближенно часовую производительность можно рассчитать по эмпирической формуле:

$$Q = 60 \cdot k \cdot D^2 \cdot L \cdot n \cdot \gamma, кг/ч$$

$$\omega \ge \sqrt{\frac{T \cdot b}{f \cdot m \cdot \rho \cdot r}} = \sqrt{\frac{M_{KP} \cdot b}{R_1 \cdot z \cdot f \cdot m \cdot \rho \cdot r}}$$

$$m \ge \frac{T \cdot b}{f \cdot \omega^2 \cdot \rho \cdot r}$$

Производительность $кг/ч$ шелушителя непрерывного действия типа ЗШН определяют:

$$Q = 3600 \cdot \gamma_0 \cdot v_{CP} \cdot F \cdot \varphi, кг/ч$$

где γ_0 – объёмная масса продукта, $кг/м^3$

v_{CP} – средняя скорость продукта в рабочей зоне, $м/с$

$v_{CP} = \frac{H}{t}$, где H – высота рабочей зоны машины, $м$, t – время обработки продукта в рабочей зоне, $с$, $t = 12...18c$

F – площадь рабочего кольца, $м^2$, $F = \frac{\pi}{4}(D^2 - d^2)$

где D – диаметр перфорированного цилиндра, $м$

d – диаметр абразивных кругов, $м$

φ – коэффициент заполнения рабочей зоны, $\varphi = 0{,}92....0{,}96$.

Производительность вальцедекового станка $Q(т/ч)$, определяют по формуле:

$$Q = 3{,}6 \cdot L \cdot h \cdot v \cdot \gamma \cdot k, т/ч$$

где k – коэффициент заполнения рабочей зоны, $k = 0{,}4 \div 0{,}5$

γ – объёмная масса зерна $кг/м^3$;

L – длина барабана $м$;

h – средний размер рабочего зазора $м$;

v – скорость перемещения в рабочей зоне, $v = 1{,}5 \div 2{,}5 м/с$.

Производительность шелушильного постава определяют по формуле:

$$Q = 0{,}9 \cdot q_0 \frac{D^2 \cdot v \cdot (k-1)}{2k^3}, кг/ч$$

где q_0 – удельная нагрузка на 1м^2 площади рабочего поля, $кг$ (для проса − 1, для риса − 1,6, для овса − 1,2)

D – наружный диаметр бегуна (наибольший диаметр рабочего поля), $м$

v – окружная скорость бегуна (по наружному диаметру) $м/с$;

$k = \frac{D}{d} = 1{,}3 \div 1{,}7$

d – наименьший диаметр рабочего поля.

Потребную мощность N для привода шелушильного постава определяют по формуле:

$$N = \frac{Q \cdot v^2}{180}, кВт$$

Производительность шелушителя типа ЗРД и БШР определяют по удельной нагрузке и рабочей длине валков.

Удельную нагрузку для риса и проса принимают $q = 55 - 65 кг/м \cdot ч$, при оптимальных соотношениях окружных скоростей резиновых валков $1{,}4 \div 1{,}5$ – для риса, $2 \div 2{,}3$ – для проса.

Оптимальными значениями коэффициента заполнения межвалковой зоны следует считать $\varphi = 0{,}32 \div 0{,}38$ – для риса, и $\varphi = 0{,}29 \div 0{,}33$ – для проса.