

Ф. Е. ЯЛПАЧИК, Г. С. ЯЛПАЧИК,
Н. Л. КРЫЖАЧКОВСКИЙ, В. Н. КЮРЧЕВ

КОРМОДРОБИЛКИ: КОНСТРУКЦИЯ, РАСЧЕТ

Под редакцией
канд. техн. наук Г. С. Ялпачик

Запорожье
«Коммунар»
1992

ЯЛПАЧИК Ф. Е., ЯЛПАЧИК Г. С.,
КРЫЖАЧКОВСКИЙ Н. Л., КЮРЧЕВ В. Н.

КОРМОДРОБИЛКИ: КОНСТРУКЦИЯ, РАСЧЕТ

Рассмотрены приемы повышения качества измельчения кормов, повышения производительности, износостойкости, снижения энергосмкости измельчителей. Эти приемы разработаны на основе приводимых в книге обзора конструкций, теорий и основ расчета, результатов экспериментальных исследований и практики использования измельчителей листостебельных кормов.

Книга предназначена для инженерно-технических работников, занимающихся разработкой конструкций и эксплуатацией машин для кормопроизводства, а также студентов инженерных факультетов сельскохозяйственных вузов.

Параграфы 1.3.2, 1.3.3, 2.2.1, 2.2.3, 2.3.2, 2.3.3, 2.3.4, 2.4, 2.8.1, 2.8.2. написаны к. т. н. Ф. Е. Ялпачиком; 2.1, 2.8.5, 2.10, 2.10.1, 2.10.2 — к. т. н. Г. С. Ялпачиком; 1.1, 1.2.1, 1.2.4, 1.2.5, 1.3.1, 1.3.3, 1.3.7, 1.5 — к. т. н. Н. Л. Крыжачковским; 1.2.2, 1.2.3, 1.2.6, 1.3.4, 1.4, 2.2, 2.3.1 — к. т. н. В. Н. Кюрчевым; остальные параграфы написаны совместно с Ф. Е. Ялпачиком и Г. С. Ялпачиком.

Очертания букв греческого алфавита, использованных в формулах, таблицах и на рисунках.

Наименование букв	Прописные буквы	Строчные буквы
Альфа		α
Бета		β
Гамма		γ
Дельта	Δ	δ
Эпсилон		ϵ
Эта		η
Тета	Θ	θ
Лямбда		λ
Мю		μ
Ню		ν
Кси		ξ
Пи		π
Ро		ρ
Сигма	Σ	σ
Тау		τ
Хи		χ
Пси		ψ
Омега		ω

ВВЕДЕНИЕ

Одним из главных условий увеличения производства животноводческой продукции, повышения ее качества и снижения себестоимости является обеспечение животных необходимым количеством полноценных кормовых рационов, сбалансированных по питательности и имеющих сравнительно невысокую стоимость. Листостебельные корма — сено, солома, силос, травяная резка, сенаж, травяная мука составляют основу кормовых рационов жвачных животных в период содержания их на фермах (см. табл. 1).

При скармливании неизмельченных листостебельных кормов потери их с обьедками составляют 20...30%. Измельченные же корма животные поедают почти полностью. В результате измельчения корма образуется множество частиц с общей площадью их поверхности значительно большей, чем у частиц неизмельченного корма. А так как скорость обработки частиц корма желудочным соком животных пропорциональна площади поверхности его частиц, то измельчение корма способствует и ускорению процессов пищеварения, повышению усвояемости питательных веществ, снижению затрат энергии животными на пережевывание корма. Вместе с тем, измельчение облегчает последующие процессы переработки (термообработку, химическую обработку, перемешивание), облегчает погрузку в транспортные средства и разгрузку кормов. Поэтому одной из обязательных и важных операций современной технологии подготовки кормов является их качественное измельчение.

Наличие в корме недоизмельченных (крупных) частиц приводит к потерям его с обьедками. Более мелкое измельчение уменьшает перевариваемость корма, при этом у молочных коров может снизиться жирность молока на 0,3...0,5%. Поэтому качество измельчения, определяемое содержанием в общей массе массы расщепленных частиц с оптимальной длиной, должно быть высоким. От качества из-

Табл. 1. Оптимальные кормовые рационы для крупного рогатого скота, разработанные кафедрой механизации животноводческих ферм и экономической кибернетики Целиноградского сельскохозяйственного института

Вид кормов	Половозрастные группы				
	коровы	нетели стель- ные	МОЛОД- НЯК 12...18 мес.	МОЛОД- НЯК 6...12 мес.	МОЛОД- НЯК ДО 6 мес.
Отходы пшеничные, кг	0,623	1,3	1,23	—	—
Ичмень, кг	0,494	—	—	0,8	0,425
Витаминная травяная мука, кг	—	—	0,43	0,42	0,638
Сено, кг	4,90	2,95	3,0	1,99	1,0
Сенаж, кг	2,0	1,38	1,74	1,230	0,535
Корнеклубнеплоды, кг	—	3,4	—	—	—
Зерносмесь, кг	2,0	1,05	1,0	1,03	0,562
Силое, кг	15,71	9,32	9,19	6,18	3,29
Солома, кг	7,1	5,68	5,77	2,66	—
Молоко, кг	—	—	—	0,214	0,171
Сбрут, кг	—	—	1,87	3,274	2,987
Кирбамид, г	87	72	50	30	—
Преципитат, г	65,0	55	30	20	—
Всего корм. ед., кг	9900	7700	7500	558	343
Переваримый протеин	1049,4	855,2	837,3	600,6	369,5
Сухое вещество, кг	18	13,25	12,67	7,92	3,37
Фосфор, г	40	33	30	23	12
Каротин, мг	374,5	256,8	282,0	200	125,5

мельчения зависят и затраты энергии измельчителями. избыточное измельчение приводит к повышению затрат энергии и соответственно к увеличению средств на выполнение этой технологической операции. Для длительного сохранения показателей качества измельчения и невысоких затрат энергии на этот процесс износостойкость и надежность измельчителей должны быть высокими.

Достижение высокого качества измельчения кормов, снижение затрат энергии и общих затрат на процесс измельчения требует исчерпывающей информации об устройстве, принципах работы существующих конструкций измельчителей, знании свойств кормовых материалов, знании основ теории рабочих процессов и способов повышения технико-экономических показателей измельчителей. Разработка новых более совершенных конструкций требует знания расчетов и основ конструирования этих машин. Настоящее пособие содержит взаимосвязанную систему таких информации. Оно, в основном, предназначено для специалистов сельского хозяйства, занимающихся эксплуатацией и разработкой новых конструкций кормоприготовительных машин. Пособие может быть полезным также преподавателям, студентам, учащимся институтов и техникумов механизации сельского хозяйства.

1. СОВРЕМЕННЫЕ КОНСТРУКЦИИ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ ЛИСТОСТЕБЕЛЬНЫХ КОРМОВ

1.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ

В настоящее время используется большое множество разнообразных конструкций измельчителей кормов. Изучение их, как и любого множества машин одного и того же назначения, эффективней всего проводить на основе их классификации.

Основными признаками для классификации измельчителей кормов можно считать технологическую схему их работы, принцип работы и особенности конструкции основных устройств, выполняющих отдельные взаимосвязанные технологические операции циклически повторяющегося процесса измельчения.

В технологический процесс измельчения могут входить следующие операции (рис. 1, а): загрузка бункера исходным продуктом, подача его на измельчение, измельчение, подача измельченного материала из камеры измельчения (дробильной камеры) в разделительную камеру (сепаратор), разделение измельченного материала на фракции, подача готовых фракций на выгрузку, накопление и возврат (рециркуляция) недоизмельченных фракций в камеру измельчения, выгрузка готовой продукции, сброс избытка воздуха через фильтрующее устройство. В зависимости от технологической схемы работы классификацию измельчителей можно проводить по наличию или отсутствию бункера, по числу измельчающих камер, наличию и числу сепараторов (соответственно, рециркуляции), наличию промежуточных накопительных емкостей (рис. 1, а...1, г). Увеличение числа измельчающих и сепарирующих камер улучшает качество измельчения, может обеспечивать разделение измельченного материала на фракции по размерам частиц массы, но вызывает

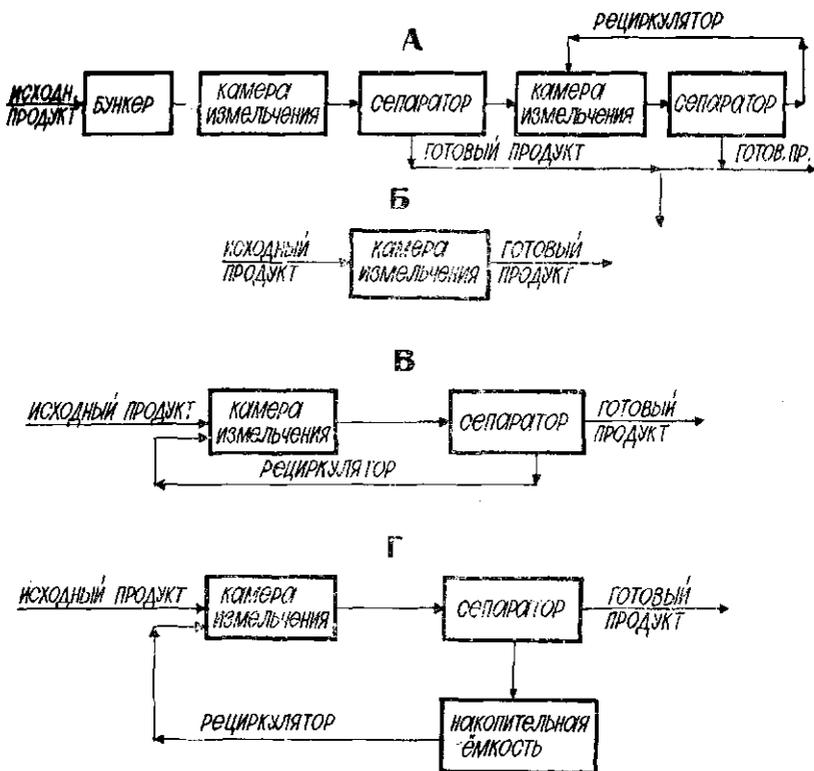


Рис. 1. Классификация измельчителей по технологическим схемам их работы: а — измельчитель с бункером, с двумя камерами измельчения и двумя сепарирующими камерами; б — с одной камерой измельчения; в — с одной камерой измельчения и одной сепарирующей камерой; г — с одной камерой измельчения, одной сепарирующей камерой и промежуточной емкостью.

усложнение конструкции, ухода за ней и существенное повышение ее стоимости.

Загрузка бункера исходным материалом может осуществляться вручную (только у отдельно работающих измельчителей), погрузчиками периодического действия, непрерывно действующими транспортерами (шнековыми, ленточными, скребковыми и др.), устанавливаемыми как в общем технологическом потоке кормоцехов, линий обработки кормов, так и при использовании измельчителей, не связанных в одну технологическую линию с другими агрегатами.

Бункерам измельчителей придают форму усеченных пирамид, призматическую форму, переходящую внизу в форму усеченной пирамиды, форму усеченного конуса. Наклоны стенок бункера делают с целью обеспечения самотечной подачи исходного материала в камеру измельчения. Для интенсификации процесса подачи бункеры конической формы некоторых дробилок делают вращающимися и внутренние стенки их снабжают наклонно расположенными лопастями.

При отсутствии у измельчителя бункера загрузка исходного материала непосредственно в камеру измельчения выполняется теми же средствами, что и загрузка бункера. Однако в этих случаях над питающими транспортерами устанавливаются битеры или прижимные (прессующие) транспортеры.

Универсальные измельчители-дробилки, используемые как для измельчения зерновых, так и листо-стебельных кормов, снабжают бункером для самотечной подачи зерна и транспортерами для непосредственной подачи грубых кормов в измельчающие аппараты.

В зависимости от вида перерабатываемого корма и зоотехнических требований к качеству его измельчения применяются следующие типы измельчающих аппаратов (табл. 2).

Табл. 2. Применение различных типов измельчающих аппаратов

Тип измельчающего аппарата	Вид перерабатываемого корма			
	зерно	стебельные		сочные (корне-клубне-плоды)
		грубые	зеленые	
Молотковый	+	+	—	+
Штифтовый	+	+	—	—
Ножевой	—	+	+	+
Комбинированный	Ножевой и щелевой (с двумя роторами)	+	+	+
	Молотковый с ножами (с одним ротором)	+	+	+
	Ножевой и молотковый (с двумя роторами)	+	+	+

Условные обозначения: + применяется; — не применяется.

В молотковых аппаратах, основными рабочими органами, осуществляющими процесс измельчения, является ротор с шарнирно подвешенными на нем молотками, решета и деки. Шарнирная подвеска молотков предотвращает их возможные поломки при контакте с крупными твердыми предметами. Для измельчения зерновых кормов применяются преимущественно молотковые измельчители, обычно называемые дробилками. В связи с этим измельчители с молотковыми и комбинированными аппаратами иногда называют дробилками-измельчителями. В универсальных дробилках, используемых для измельчения и зерновых, и листостебельных кормов на роторах, кроме шарнирно подвешенных молотков, закрепляются еще и ножи, либо устанавливаются последовательно обособленные режущий и молотковый аппараты.

Наибольшее распространение получили молотковые измельчающие аппараты, отличающиеся способностью измельчать различные виды кормов, сравнительной простотой конструкций, надежностью в работе и удобством обслуживания при эксплуатации, легкостью замены быстроизнашиваемых деталей (молотков, решет, деки). Наряду с этим современным конструкциям молотковых аппаратов свойственны существенные недостатки: высокая энергоемкость, неравномерность гранулометрического состава с повышенным содержанием перемельченных частиц, интенсивный износ рабочих органов.

Во всех конструкциях молотковых дробилок измельченный материал, как правило, удаляется из дробильной камеры воздушным потоком, создаваемым ротором дробилки или ротором и специальным вентилятором. В некоторых дробилках замкнутый воздушный поток используется для транспортировки измельченного материала в сепараторы, накопительные емкости и для рециркуляции.

В зависимости от организации процесса измельчения в дробильной камере различают дробилки открытого (рис. 2, а) и закрытого (рис. 2, б) типов. В дробилках открытого типа материал из дробильной камеры удаляется сразу, не замыкая при своем перемещении окружности и не циркулируя в камере. Основным механическим фактором процесса дробления у них является механический удар молотков (или штифтов) по измельчаемому материалу. В дробилках закрытого типа решето и деки охватывают ротор почти по всей окружности, и материал, постукивший в дробильную камеру, совершает многократные круговые движения. Здесь ма-

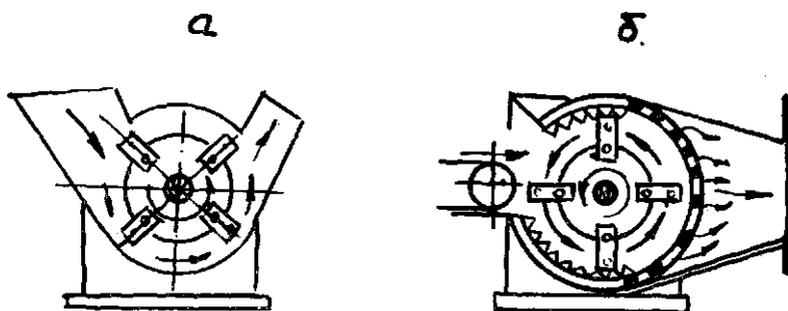


Рис. 2. Схемы дробилок открытого (а) и закрытого (б) типов.

териал измельчается путем многократного ударного и истирающего воздействия молотков при их проходе среди частиц движущегося слоя. Такими дробилками измельчаются неразмазывающиеся на решетках материалы.

Аппараты закрытого типа имеют ряд недостатков: высокую энергоемкость процесса (2,2...10 квт.ч/т), резкое снижение производительности при увеличении влажности кормов (примерно в 10 раз при увеличении влажности соломы от 10 до 28%). При повышении влажности более 25% они работают плохо, а при влажности выше 30% они практически не работают. Для таких аппаратов солому необходимо подсушивать до влажности 10...15%. Дробилки открытого типа менее чувствительны к влажности кормов (соломы и др.). Вместе с тем, роторы дробилок открытого типа могут выносить измельченную солому на высоту всего на 3...5 м и поэтому требуют дополнительных средств для транспортировки измельченной массы.

В кормоприготовлении большее распространение получили дробилки закрытого типа. Их классификация по характеру организации рабочего процесса и основным конструктивным особенностям приведена на рис. 3.

Основными рабочими органами штифтовых измельчающих аппаратов являются штифты, жестко закрепленные по концентрическим окружностям на вращающемся и неподвижном дисках. Попадая между этими штифтами, стебли измельчаются в основном за счет деформации изгиба. В связи с этим такие аппараты хорошо измельчают только сухие грубые корма влажностью до 26%. С повыше-

ним влажности производительность у них резко снижается; например, у измельчителей ИГК-30Б при повышении влажности соломы с 18% до 40% производительность снижается с 3,2 до 0,8 т/ч, энергоемкость увеличивается с 7,2 до 16 кВт.ч/т. Корма с большей влажностью они не измельчают. Штифты выполняют в основном с гладкими кромками. Для увеличения перетирающего воздействия штифтов пред-

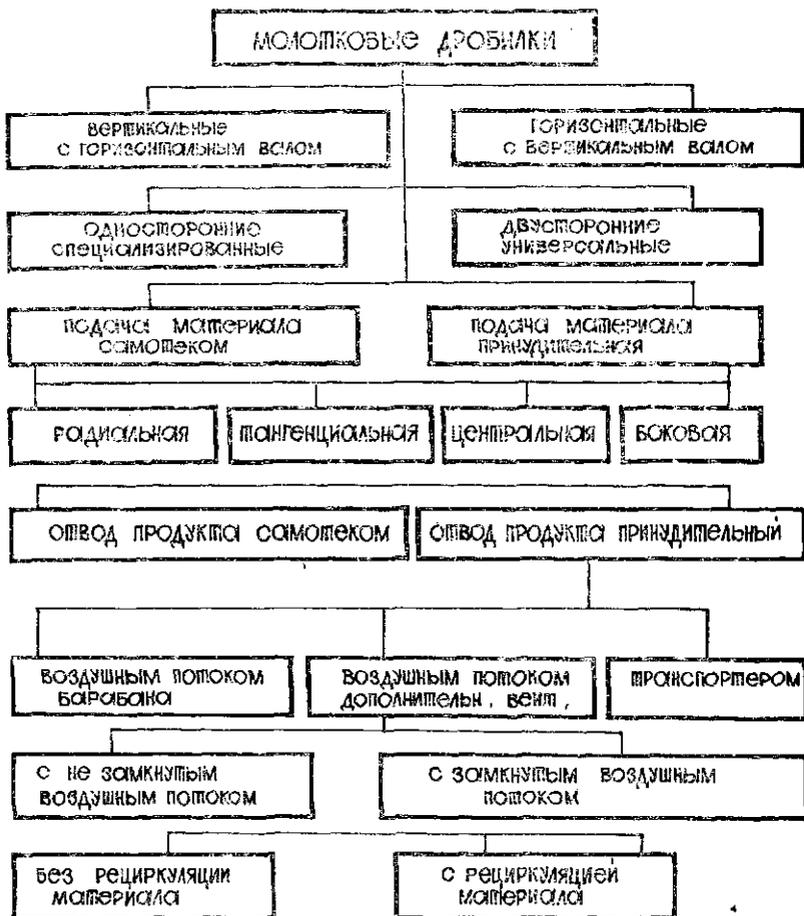


Рис. 3. Классификация молотковых кормодробилок закрытого типа по организации рабочего процесса и конструктивным особенностям.

лагается на их поверхности нарезать рифы. Износостойкость штифтов примерно такая же, как и молотков, но из-за жесткого крепления штифты при встрече с твердыми посторонними крупными частицами ломаются, в то время как шарнирно закрепляемые молотки могут избегать этих поломок.

Основными рабочими органами н о ж е в ы х (режущих) аппаратов являются ножи, закрепленные на вращающихся барабанах (роторах) или дисках и неподвижно закрепленные противорезы. Ножевые аппараты широко применяются для измельчения зеленых и сухих листостебельных кормов в силосорезках, кукурузных и зерновых комбайнах, в универсальных дробилках. Удельный расход энергии на измельчение стебельных кормов режущими аппаратами меньше, чем молотковые, однако износ лезвий их ножей происходит более интенсивно, чем износ рабочих кромок молотков.

Ножевые аппараты можно классифицировать по форме поверхности следа движущегося лезвия, по виду резания, по конструктивным особенностям (рис. 4). По форме поверхности следа движущегося лезвия они разделяются на аппараты с цилиндрической (барабанные) и плоской поверхностями следа лезвий. Барабанные роторы могут иметь ножи прямолинейной и спиральной формы, состоять из одной и нескольких секций. В свою очередь дробилки с плоской поверхностью следа лезвий можно разделить на одно- и многодисковые, с жестко и шарнирно-закрепленными на дисках ножами. Однодисковые режущие аппараты имеют большие диаметры дисков, в связи с чем они редко применяются в современных измельчителях. Наибольшее распространение получили режущие аппараты барабанного типа и многодисковые. Так же, как и у барабанных роторов, ножи, закрепляемые на дисках, бывают прямолинейной и спиральной формы. Последние сложнее в изготовлении, но наклонное резание, осуществляемое ими, позволяет снизить затраты усилий и энергии на процессе измельчения, обеспечивает равномерность нагрузки.

Одной из разновидностей ножевых аппаратов является щ е л е в о й аппарат. Ряд вращающихся ножей такого аппарата, насаженных на вал, чередуются с неподвижными ножами, наружные концы которых неподвижно закреплены на корпусе измельчителя. Щелевой аппарат осуществляет двухпорное резание ножами с П-образными режущими кромками с углами заточки, равными 90° . По сравнению с обычными ножевыми аппаратами измельчителей, щелевой ап-

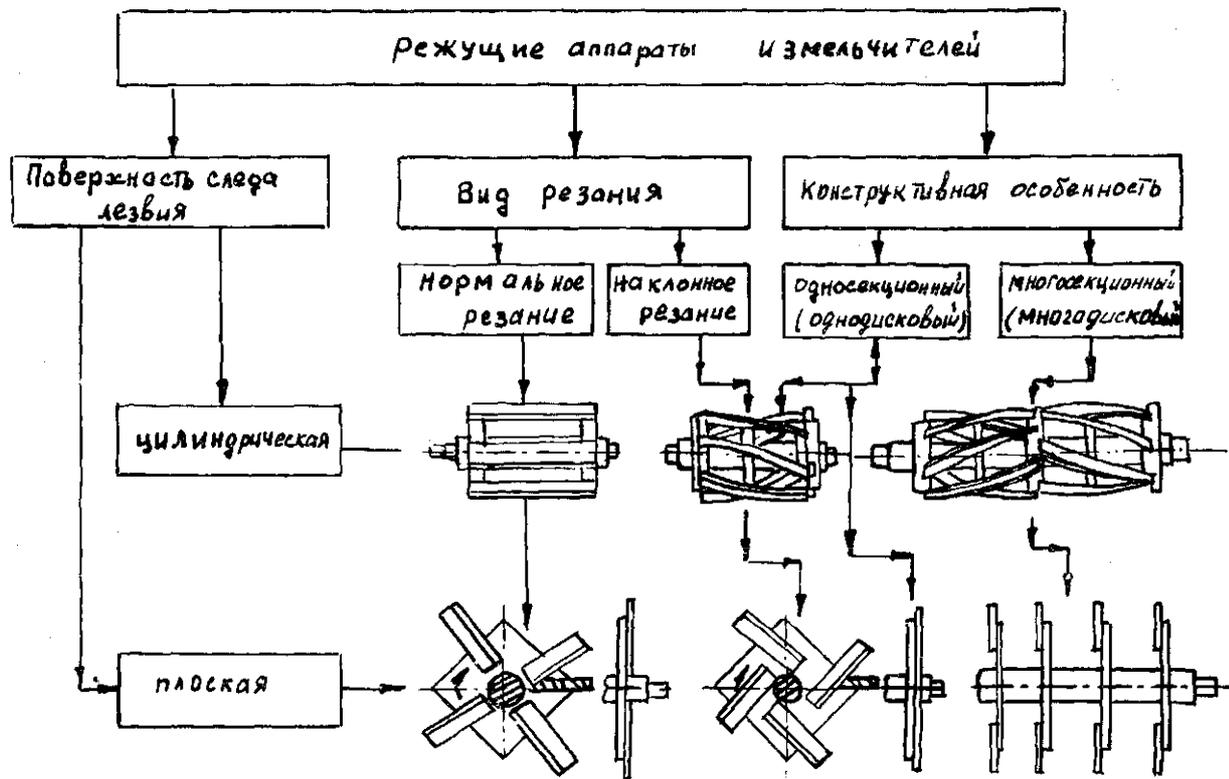


Рис. 4. Классификация режущих аппаратов измельчителей.

апарат позволяет получать более тонкое и равномерное измельчение; вместе с тем он более энергоемкий.

Комбинированные аппараты представляют собой либо сочетания установленных на одном и том же роторе шарнирно-подвешенных молотков и неподвижно закрепленных или шарнирно подвешенных ножей, либо два последовательно расположенных аппарата (ножовой и щелевой, ножевой и молотковый). Разработаны конструкции измельчителей, у которых все шарнирно подвешенные молотки имеют режущие элементы, например, ИРМА-15 и ИРМ-50; здесь они отнесены к молотковым.

Комбинированные измельчающие аппараты могут измельчать разные виды кормов, корма с малой и высокой влажностью; энергоемкость их, как правило, существенно ниже энергоемкости молотковых аппаратов. Комбинированные аппараты применяются в универсальных дробилках-измельчителях.

1.2. УСТРОЙСТВО И ПРОЦЕСС РАБОТЫ НАИБОЛЕЕ РАСПРОСТРАНЕННЫХ КОНСТРУКЦИЙ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ ЛИСТОСТЕБЕЛЬНЫХ КОРМОВ

1.2.1. Молотковые дробилки-измельчители

Измельчители ИРТ предназначены для измельчения сена и соломы, заготовленных в рулонах, тюках и в рассыпном виде. Выпускаются ИРТ в различных модификациях: ИРТ-165-01, ИРТ-165-03, ИРТ-165-03М, ИРТ-165-02/04, ИРТФ-80, ИРТ-Ф-80-1. Все модификации измельчителей ИРТ имеют вращающиеся конические бункеры, молотковые измельчающие аппараты, транспортеры для отвода измельченной массы. Передвижные конструкции измельчителей ИРТ-165-01, ИРТ-165-03, ИРТ-165-03М, ИРТ-Ф-80 установлены на одноосных шасси; первые из трех указанных модификаций агрегируются с трактором Т-150К, а ИРТ-Ф-80 агрегируется с трактором МТЗ-80/82. В последующих модификациях ИРТ-165-01 разработана конструкция привода от тракторов К-701 и К-700А. Стационарные модификации ИРТ-165-02/04, ИРТ-Ф-80-1 устанавливаются на неподвижных рамах. Привод первых выпусков ИРТ-165-02/04 осуществляется электродвигателем 4А315М6УЗ, ГОСТ 19523—81, мощностью 132 кВт, последующих — двигателем 4А315 6УЗ,

ГОСТ 19523—81, мощностью 110 кВт. Так как на рассыпных кормах невозможно полностью загрузить измельчитель, то в ряде хозяйств на ИРТ-165-02 устанавливают электродвигатель мощностью 65...75 кВт.

Измельчитель ИРТ-165-01 (рис. 5) состоит из неподвижного щита 4 над бункером, загрузочного бункера 2, днища 11, ротора 10, горизонтального 8 и наклонного 6 транспортеров, карданной телескопической передачи 14, механизма гидропривода, мультипликатора шасси 13, мостика 1 для технического обслуживания, механизмов управления.

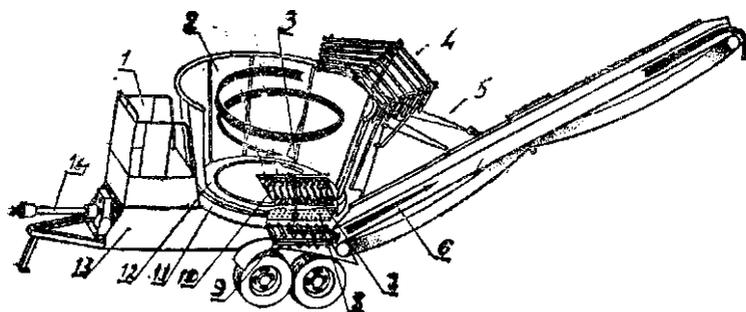


Рис. 5. Схема измельчителя ИРТ-165-01:

1 — мостик; 2 — бункер; 3 — лопатки бункера; 4 — неподвижный щит; 5 — стяжки транспортера; 6 — наклонный транспортер; 7 — гребенки 8 — горизонтальный транспортер; 9 — решето; 10 — ротор; 11 — днище бункера; 12 — направляющая спираль; 13 — шасси; 14 — карданный телескопический вал.

Неподвижно установленный над бункером щит предназначен для увеличения площади бункера, снятия нависающей над его краем массы, подачи ее в бункер, а также ограждения транспортера от попадания на него неизмельченной массы.

Бункер высотой 3,0 м, с диаметром по верху 1,6 м имеет емкость 8,3 м³. Опирается бункер на 4 опорных ролика, смонтированных на раме. Для предупреждения осевого и вертикального смещения на днище бункера установлены еще три ролика, вращающихся в горизонтальной плоскости и входящие во внутреннюю часть стенки бункера. На внутренней стенке бункера приварены уголки с вертикальными пазами

для крепления двух верхних и двух нижних 3 лопаток, подающих измельчаемый материал на ротор.

Днище бункера, по которому измельчаемая масса подается на ротор, включает в себя дефлектор, направляющую спираль, люки, гребенку 9, отсекаТЕЛЬ 3 и картеры (рис. 6). Дефлектор отделяет измельчаемый материал от стенок бункера, устраняет возможность зависания его. Направляющая спираль 12 (рис. 5) смещает материал к центру, обеспечивает равномерную загрузку ротора по длине. Люки служат для доступа к измельчителю с целью осмотра и очистки его при загруженном бункере. На гребенке 9 (рис. 6, а) масса начинает измельчаться молотками 7 измельчителя, а отсекатели 3 регулируют подачу его на измельчитель; лифтеры поддерживают измельчаемый материал, что устраняет торможение им ротора.

Под днищем бункера находится измельчающий ротор. Он включает в себя (рис. 6, а): вал 4, вращающийся на двух роликовых конических подшипниках; четыре круглых диска 8, закрепленных на валу с помощью шпонок; четыре пальца 6, установленных в отверстиях дисков, и 40 шарнирно подвешенных на пальцах измельчающих молотков 7. Диаметр ротора 530 мм, размеры молотков 160x50x10 мм.

Снизу ротор закрыт сменными решетками 12, которые устанавливаются в специальные направляющие и крепятся шестью болтами. При измельчении корма на решетках с отверстиями 20, 50, 70 мм получают соответственно не менее 80, 85 и 90% частиц длиной 20, 50, 75 мм.

Выгрузку измельченной массы из-под измельчителя и

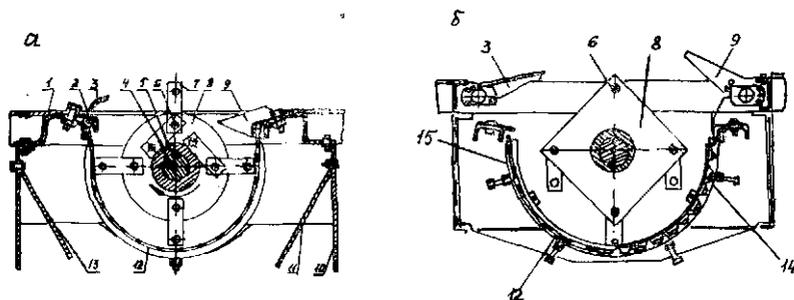


Рис. 6. Измельчающие аппараты измельчителей: а — ИРТ 165-01, б — ИРТ-165-03М, ИРТ-165-02/04: 1 — днище бункера; 2 — труба; 3 — отсекаТЕЛЬ; 4 — вал; 5 — кольцо; 6 — палец; 7 — молоток; 8 — диск; 9 — гребенка; 10 — рама; 11 — правая боковина; 12 — решето; 13 — левая боковина; 14 — дека с противорезами; 15 — заслонка.

подачу ее на наклонный транспортер 6 осуществляют горизонтальным транспортером 8 (рис. 5). Горизонтальный транспортер состоит из ведущего и ведомого барабанов, прорезиненной ленты, желоба, уплотнителя боковины, натяжной планки. Привод транспортера осуществляется от червячного редуктора цепной передачей. Наклонный транспортер предназначен для погрузки измельченной массы в транспортные средства. При транспортировке измельчителя наклонный транспортер укладывается в транспортное положение. Регулировка угла наклона транспортера и перевод в транспортное положение осуществляется подъемным механизмом, состоящим из стрелы, полиспаста и лебедки. Движение наклонному транспортеру передается от горизонтального вала цепной передачей.

Привод карданного телескопического вала 14 (рис. 5) измельчителя осуществляется от вала отбора мощности (ВОМ) трактора. Телескопический вал имеет два карданных шарнира и шлицевое телескопическое соединение, при помощи которого изменяется длина вала. Телескопический вал защищен кожухами, устанавливается на подшипниках. Для удобства обслуживания вал подвешен к мостику на пружине. На его переднем кожухе закреплен трос, с помощью которого при транспортировке измельчителя вал подвешивают к раскосам навесного устройства трактора. В модификациях измельчителей ИРТ-165, приспособленных для агрегатирования с тракторами К-701 и К-700А, длина телескопического вала уменьшена на 100 мм, шарнир АБ-100, подсоединяемый к ВОМ трактора, заменен на шарнир ББ-100 (с наружным диаметром шлицевого отверстия, увеличенным с 38 до 54 мм). Применение указанных тракторов увеличивает производительность работы измельчителей на 12...24%.

Привод в действие, регулировка частоты вращения, реверсирование и остановка бункера осуществляется гидросистемой. Гидросистема состоит из гидронасоса, приводимого в движение клино-ременной передачей от вала привода ротора, реверсивного золотника с тягой управления, гидромотора, перепускного клапана, дросселя, всасывающего, сливного и дренажного трубопроводов, масляного бака с фильтром для очистки масла и масломером. Для улучшения отстоя масла бак разделен перегородкой на заборное и сливное отделения. Цепной передачей гидромотор соединен с пневматическим колесом, прижатым беговой дорожкой к ободу бункера. Вращаясь, колесо приводит в движение бункер. Тяга управления распределителем выведена на правую и левую стороны дробилки.

Колесное шасси служит для транспортировки дробилки. Оно состоит из рамы, сварной оси, двух пар колес (на пневмошинах), закрепленных для копирования рельефа дороги и обеспечения равномерной нагрузки на двух коромыслах. Гидравлическая тормозная система колес управляется из кабины агрегирующего трактора.

Измельчитель ИРТ-165-03 отличается от базовой модели ИРТ-165-01 в основном тем, что под ротором на решетке установлена укороченная дека, обеспечивающая устойчивую работу измельчителя на прессованной массе с увеличенной до 40% влажностью, а также увеличение его производительности.

Измельчитель ИРТ-165-03М отличается от ИРТ-165-03 наличием ротора увеличенного диаметра хода молотков (650 мм вместо 530 мм), квадратной формой дисков ротора (рис. 6, б) и нескладывающейся конструкцией наклонного транспортера, фиксируемого в транспортном положении стяжками. Увеличенный диаметр дисков обеспечивает полное проворачивание молотков вокруг своих пальцев.

Измельчитель ИРТ-165-02/04 является стационарным вариантом ИРТ-165-01. Используется он в составе крупных откормочных площадок и кормоцехов. В этой модификации, как и в ИРТ-165-03М, установлен ротор увеличенного диаметра ($\varnothing 630$ мм) с квадратными дисками (рис. 6, б). В отличие от базовой, в ИРТ-165-02/04 вместо горизонтального и наклонного транспортеров использован один скребковый транспортер ТС-40, высота загрузочного бака уменьшена на 100 мм, изменена конструкция гидропривода, имеется электрошкаф, гидрораспределитель имеет электрическое управление. Измельчитель может работать как в режиме ручного управления (переключатель устанавливают в положение «0»), так и в автоматическом режиме (в положении «АВТ»). Электродвигатель запускают нажатием на кнопку «пуск». Обороты контролируют по показаниям амперметра РА, которые в режиме холостого хода должны быть в пределах 40...70 А, а в режиме нагрузки — 150...200 А (напряжение в силовой цепи 380 В, в цепи управления — 220 В).

Технологический процесс измельчителей ИРТ-165. Погрузчиками или другими механизированными средствами измельчаемый корм загружают во вращающийся бункер. В целях безопасности обслуживающего персонала, предупреждения травмирования желудочно-кишечного тракта животных, предотвращения поломок и интенсивных износов рабочих органов измельчителя до загрузки бункера

проволоку, обвязывающую тюки и рулоны, необходимо обязательно удалить, удалить все твердые предметы, случайно попавшие в измельчаемый корм. Вращаясь с оптимальной частотой (до 14...16 мин⁻¹), бункер подает корм навстречу молоткам ротора. Подвергаясь ударному воздействию молотков, корм проталкивается сквозь зубья гребенки вниз и отбрасывается на решето. В результате многократно повторяющихся ударов молотков, реактивных импульсов гребенки и решета корм измельчается и расщепляется. Недоизмельченные, непросыпавшиеся через решета частицы подхватываются молотками и последующими порциями поступающей массы, вновь подаются под действие молотков, гребенок и решета. Таким образом, измельчающий аппарат работает как аппарат закрытого типа.

Измельченная масса, просыпавшаяся через отверстия решета, поступает на транспортеры и далее в загрузочные средства.

Испытания измельчителей ИРТ-165 [26] показали, что по качеству измельчения грубых кормов они удовлетворяют зоотехническим требованиям. В измельченной массе частиц длиной до 50 мм содержится 92...96%. Производительность на различных тюковых кормах влажностью до 25% составляет 6...12 т/ч, а рассыпных 3...5 т/ч.

Передвижной измельчитель ИРТ-Ф-80, агрегируемый с трактором МТЗ-80/82 (рис. 7), и его станционная модификация ИРТ-Ф-80-1 (рис. 8 и рис. 9) с приводом от электродвигателя в 65 кВт разработаны с использованием технологической схемы дробилки модели Roto Grind фирмы США Wiggows. Измельчители эти с вращающимися коническими бункерами (по типу бункеров ИРТ-165), с молотковыми безрешетными измельчающими аппаратами открытого типа, с выбросом измельченной массы на высоту до 4,2 м через дефлектор (рис. 9). Диаметрверху бункера 2,7 м, высота 1,06 м, емкость 5 м³. Частота вращения бункера, регулируемая гидроприводом, в пределах до 8 мин⁻¹. Ротор увеличенного диаметра 1295 мм и уменьшенной длины 180 мм, частота его вращения 1000 мин⁻¹, количество молотков 24, размер их 330x80x16, масса 2,8 кг. Подача материала к молоткам ротора тангенциальная. В связи с этим крайние молотки выполнены ножевидными. Регулируемая дека измельчающего аппарата имеет специальные противорезы.

Привод бункера ИРТ-Ф-80-1 включает электродвигатель, конический редуктор, приводной вал, клиноремный вариатор. Передаточное число вариатора изменяется вращением

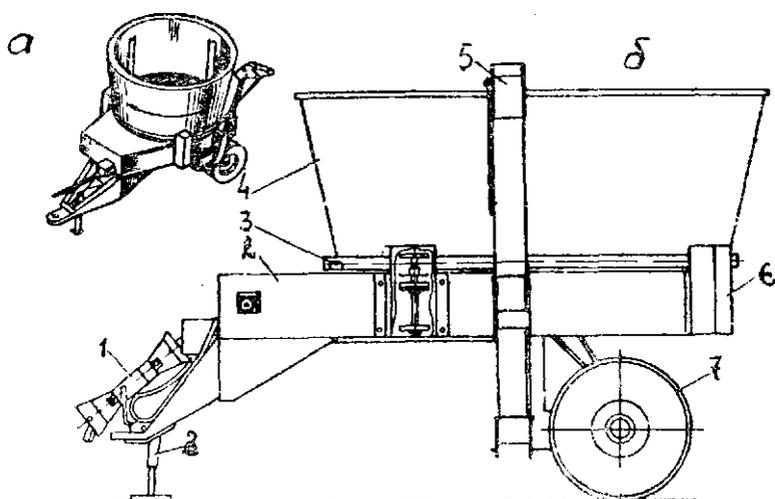


Рис. 7. Передвижная дробилка-измельчитель ИРТ-Ф-80 (а — общий вид, б — вид сбоку): 1 — карданная телескопическая передача; 2 — сварная рама; 3 — цепной привод вращения бункера; 4 — бункер; 5 — козырек дефлектора; 6 — роликовая боковая опора; 7 — шасси; 8 — опорная лапа.

его штурвала при включенном электродвигателе привода бункера.

Поворотный дефлектор для загрузки измельченного материала в транспортные средства состоит из телескопически соединенных неподвижной и подвижной секций и лебедки. Вращая рукоятку бедедки, разматывают (поднимают) или наматывают (опускают) секции, после чего вал лебедки стопорят фиксатором.

Технологический процесс. Загружают бункер после включения привода ротора и бункера. Измельчаемый корм, перемещаясь по укосному элементу днища бункера, срывается передними заостренными молотками слоем определенной высоты и подается в дробильную камеру к противорезам деки, где происходит доизмельчение и расщепление материала, а затем последующий выброс готовой массы через отверстие дефлектора.

Как показали испытания, безрешетные варианты дробилок-измельчителей менее чувствительны к влажным кормам. Производительность ИРТ-Ф-80 на измельчении соломы в рулонах и тюках составляет 5...8 т; при влажности массы

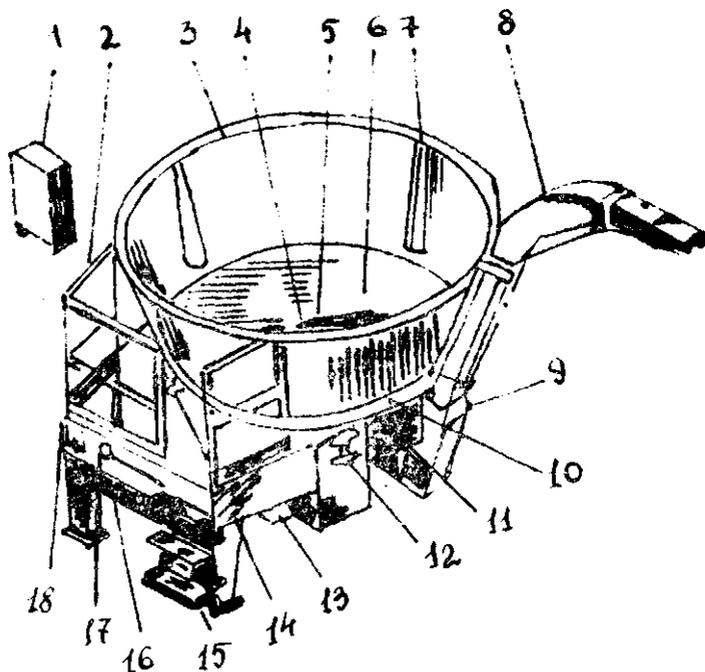


Рис. 8. Общий вид стационарного измельчителя ИРТ-80-1: 1 — шкаф управления; 2 — перила площадки техобслуживания; 3 — бункер; 4 — щиток (укосный элемент); 5 — ротор; 6 — стабилизатор (щиток); 7 — лопасть; 8 — выгрузное устройство (дефлектор); 9 — лебедка; 10 — опорное кольцо (венец); 11 — рама; 12 — опорный каток; 13 — электродвигатель привода ротора; 14 — звездочка вала привода бункера; 15 — лестница; 16 — электропривод бункера; 17 — кнопка «Стоп аварийный»; 18 — клеммная коробка.

22...28% в измельченной массе частиц длиной до 50 мм содержится 87...88%.

Измельчители растительных материалов ИРМ-50 (рис. 10) и ИРМА-15 (рис. 11) служат для переработки грубых и сочных кормов, а также приготовления их смесей.

Перерабатываемый материал подается в бункер измельчителей ИРМ-50 механизированным питателем ПЗМ-1,5М или КТУ-10А с фрезбарабанами.

Измельчающие аппараты молоткового типа с противорезами, установленными на деках. У ИРМ-50 (рис. 10) один барабан, у ИРМА-15 два (рис. 11), последовательно располо-

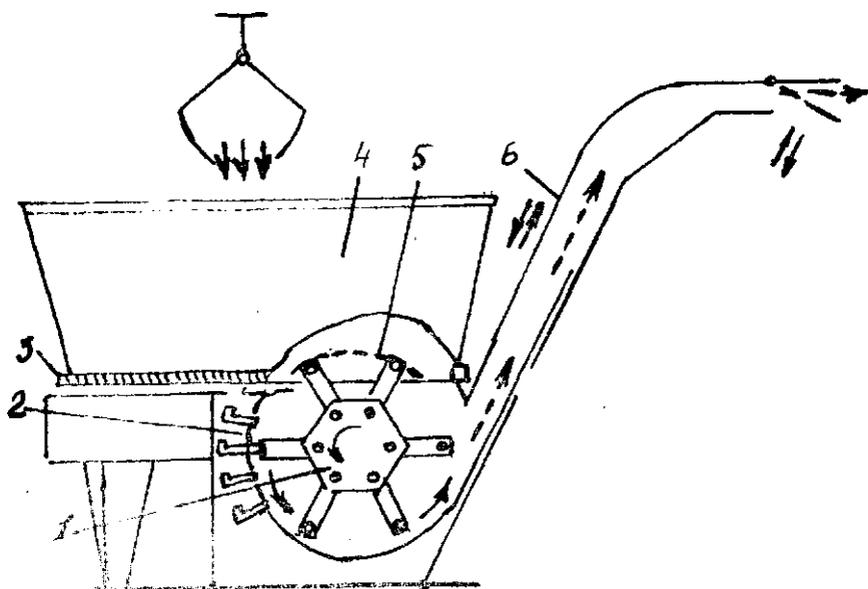


Рис. 9. Схема измельчителя ИРТ-80: 1 — молотковый ротор; 2 — дека; 3 — цепь привода бункера; 4 — бункер; 5 — направляющий конус; 6 — дефлектор.

женных друг за другом молотковых барабана. На рабочих гранях молотков и противорежущих элементов имеются продольные канавки V-образного профиля, образующие режущие кромки. Противорезы ИРМА-15 закрепляются жестко или шарнирно. У ИРМ-50 оси шарнирно установленных противорезов удерживаются от проворачивания рычагами и срезными штифтами. При попадании твердых предметов такие противорезы проворачиваются, утопают в гнездах деки. Это предохраняет рабочие органы от поломок. У ИРМА-15 шарнирно установленные противорезы подпружинены. На деке второго барабана ИРМА-15 противорезов в два раза больше, чем на деке первого, и расположены они в шахматном порядке так же и с тем же шагом, что и на барабане. На втором подбарабанье шаг расстановки их соответственно меньше. Качество измельчения регулируют установкой на деках нужного количества противорезов и изменением с помощью клиноремennого вариатора частоты вращения барабана в пределах 1300...1900 мин⁻¹. Для улучшения перетирания продукта дека ИРМ-50 имеет рифленные планки.

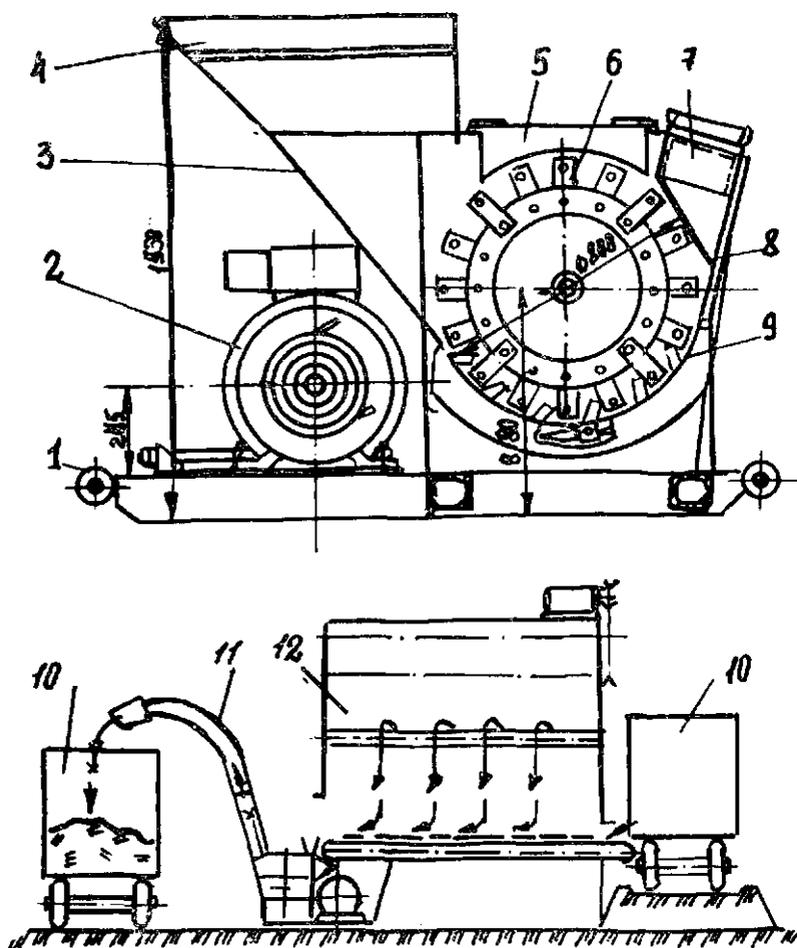


Рис. 10. Измельчитель растительной массы ИРМ-50 и схема технологической линии с этим измельчителем: 1 — рама; 2 — электродвигатель; 3 — щиток; 4 — бункер; 5 — крышка; 6 — молоток; 7—8 — рамки; 9 — дека; 10 — транспортные средства; 11 — измельчитель ИРМ-50; 12 — питатель ПЗМ-1,5 М.

Измельченный корм отводят по выгрузному рефлектору в транспортное средство. При использовании измельчителя ИРМА-15 в поточных линиях для термохимической обработки корма, где измельченную массу транспортируют на высоту 5...10 м и на расстояние до 10...15 м, на валу второго ротора закрепляют крыльчатку вентилятора.

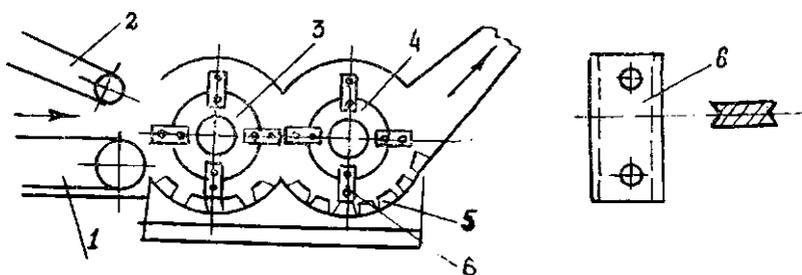


Рис. 11. Схема измельчителя растительной массы ИРМА-15: 1 — питающий транспортер; 2 — прижимной транспортер; 3 — первый ротор; 4 — второй ротор; 5 — дека с противорезами; 6 — молоток.

Технологический процесс. Корма, поступившие в камеру измельчения, захватываются молотками барабана, подвергаются перерезанию и перетиранию относительно противорезающих элементов. В ИРМА-15 они доизмельчаются вторым ротором. По выгрузному дефлектору измельченные корма подаются в транспортные средства или в траншею.

Дробилка кормовая молотковая ДКМ-5 (рис. 12) применяется: а) для измельчения зерна; б) для измельчения в муку початков кукурузы; в) для измельчения стебельных и сочных кормов на сечку.

Подача зерна в бункер здесь выполняется с помощью шнека из бункера в измельчающий аппарат — самотеком; подача початков кукурузы и грубых кормов — непосредственно в измельчающий аппарат — коническим шнековым питателем. Молотковый измельчающий аппарат при измельчении зерна и початков снабжается решетчатой и зубчатой декой и работает как аппарат закрытого типа; при измельчении грубых кормов работает без решет по открытому циклу. Отводится готовый продукт выгрузным шнеком (рис. 12, а; 12, б).

Технологический процесс измельчения зерна. Поданное загрузочным шнеком 11 через бункер 10 зерно попадает в зону предварительного измельчения с гладкой и зубчатой декой, откуда воздушным потоком ротора дробилки выталкивается в измельченном виде через отверстия в зарешетное пространство (рис. 12, б). Интенсивность воздушного потока активизируется за счет вихревой камеры, установленной в корпусе дробилки. Степень измельчения регулируется замсой решета 5. Из заре-

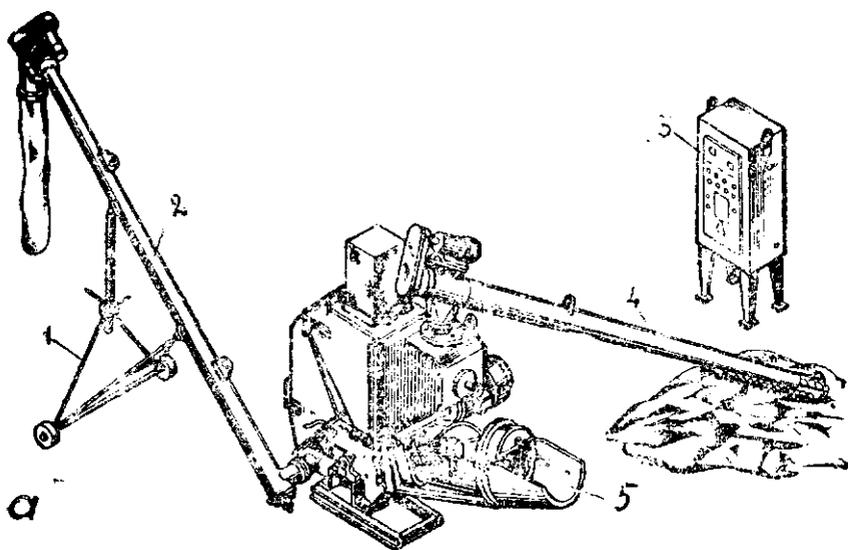
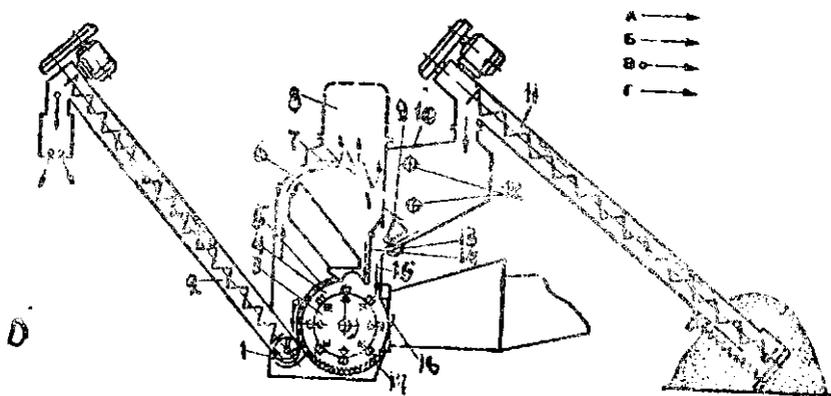
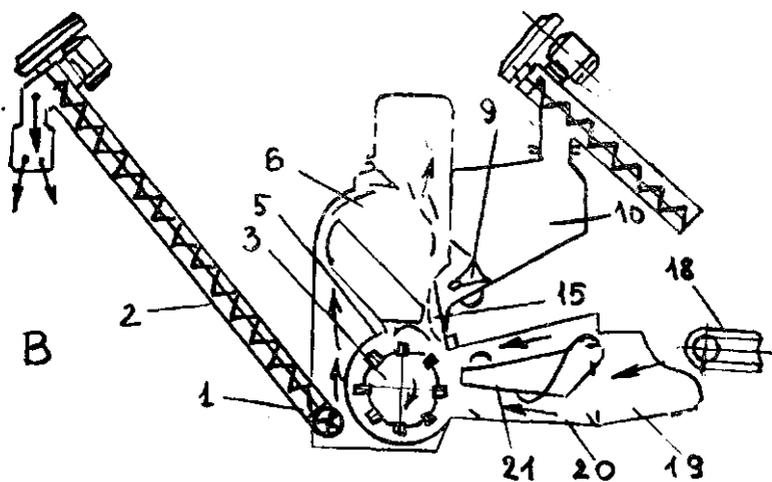


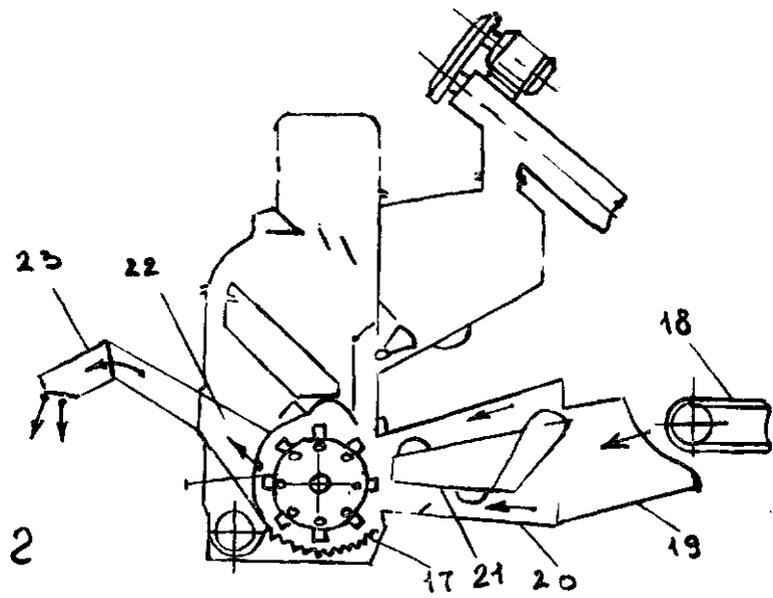
Рис. 12. Дробилка кормов молотковая ДКМ-5:
 а — общий вид; 1 — подставка; 2 — шнек выгрузной; 3 — шкаф управления; 4 — шнек загрузочный; 5 — лоток;



б — схема работы дробилки при измельчении зерна; 1 — шнек горизонтальный; 2 — шнек выгрузной; 3 — ротор; 4 — дробильная камера; 5 — сменное решето; 6 — канал движения запыленного воздуха; 7 — пылеотделитель; 8 — фильтр; 9 — заслонка зернового бункера; 10 — бункер зерновой; 11 — шнек загрузочный; 12 — датчики верхнего и нижнего уровня; 13 — магнитный сепаратор; 14 — регулировочная заслонка; 15 — канал возврата зерновой фракции; 16 — крышка приставная; 17 — дека;



в — схема работы дробилки при измельчении грубых кормов в муку: 18 — питающее устройство; 19 — лоток; 20 — вращающийся наружный шнек питателя; 21 — неподвижный внутренний шнек питателя;



г — схема работы дробилки при измельчении грубых кормов в сечку: 22 — горловина; 23 — дефлектор.

шего пространства измельченное зерно перемещается шнеком 1 в выгрузной шнек 2. Сброс избытка воздуха происходит через фильтр 8. Предварительная очистка запыленного воздуха от более крупных фракций осуществляется пылесотделителем 7; воздух, не прошедший через фильтр, и частицы материала возвращаются по каналу 15 в дробильную камеру.

Измельчаемые початки кукурузы, как и стебельчатые корма, загружают (рис. 12, в) в приемный лоток 19 вручную или питателем (КТУ-10). Корм захватывается витками вращающегося шнека 20, уплотняется при взаимодействии с неподвижным шнеком 21 и в виде винтового рулона направляется на измельчение. Процесс измельчения грубых кормов выполняется без гладкой и рифленной деки, которые для этого снимают; канал 9 возврата частиц, отделенных от воздуха, поворотом заслонки 15 расширен, чтобы исключить забивание канала.

Измельчение грубых кормов на сечку выполняют без применения загрузочного и выгрузного шнека (рис. 12, г). В дробильной камере нет решет и дробилка работает по открытому циклу. Весь технологический процесс, за исключением транспортирования измельченного материала из дробильной камеры и выгрузки готового продукта, происходит так же, как и в предыдущей схеме. Воздушным потоком, создаваемым ротором дробилки, измельченный материал транспортируется из дробильной камеры через горловину 22 и загружается в транспортные средства дефлектором 23.

Кормодробилка ФГФ-120 МА* (рис. 13) предназначена для измельчения грубых кормов. Загружается дробильная камера ленточным транспортерным питателем; измельчающий аппарат молотковый (с 120 молотками) с двумя противорежущими деками и сменными решетками. Измельченная масса отсасывается вентилятором и нагнетается через циклон-успокоитель в транспортные средства. Привод ротора осуществлен от электродвигателя (51,5 кВт) через клиноременную передачу.

Дробилка молотковая безрешетная ДМБ-5 предназначена в основном для измельчения зерна, но оригинальные элементы дробильной камеры этой конструкции могут быть использованы для разработки рационального измельчителя и листостебельной массы. Технологический процесс дробилки ясен из приводимой схемы

* Дробилки ФГФ-120 МА импортные, ввезены к нам из Болгарии

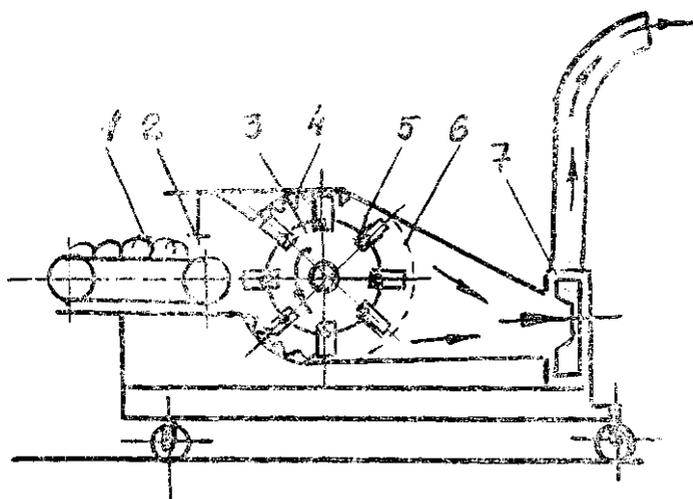


Рис. 13. Схема кормодробилки ФГФ-120МА: 1 — питающее устройство; 2 — магнитный уловитель; 3 — молотковый ротор; 4 — противорезающая дека; 5 — молоток; 6 — решето; 7 — вентилятор.

(рис. 14). Отличительными особенностями этой конструкции являются: работа по открытому циклу измельчения, увеличенный до 300° угол обхвата ротора деками, высокая окружная скорость молотков (доведена до 90 м/с), наличие механизма регулировки зазоров между декой и молотками и, соответственно, возможность изменения степени измельчения корма.

Дробилки агрегатов приготовления витаминной муки АВМ молоткового типа. Дробилки АВМ-0,4А (рис. 15, а), АВМ-0,4Б (рис. 15, б), АВМ-1,5 (рис. 15, в) снабжены деками и решетами, дробилки АВМ-1,5А и АВМ-0,65 (рис. 15, г), АВМ-1,5Р и АВМ-0,65Р (рис. 15, д) имеют только решета. Отличаются дробильные камеры этих агрегатов также местом подачи в них исходной и отвода измельченной массы.

Технологические схемы работы различных марок этих агрегатов подобны друг другу (рис. 16). Зеленую массу, измельченную в полевых условиях до длины частиц в 30 мм, выгружают из транспортных средств на лоток питателя, затем с помощью транспортеров и дозирующих устройств она подается во вращающийся сушильный барабан. Перемещаясь в потоке теплоносителя и перемешиваясь за счет враще-

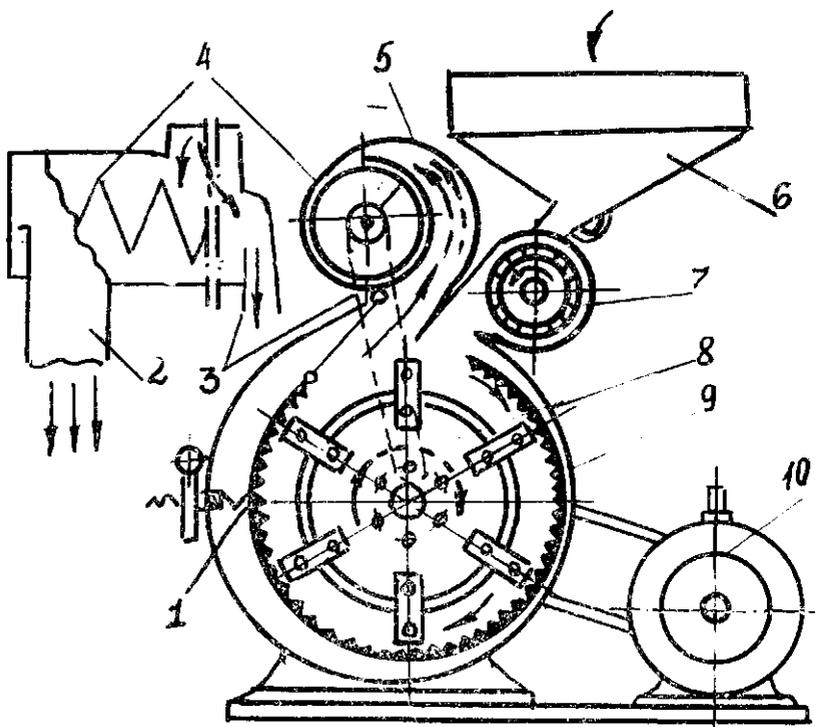


Рис. 14. Схема безрешетной дробилки ДМБ-5: 1 — механизм регулировки степени измельчения; 2 — выгрузной рукав; 3 — патрубок для циркуляции воздуха; 4 — выгрузной шнек; 5 — улитка выгрузного устройства; 6 — бункер; 7 — дозатор; 8 — молотковый rotor; 9 — дека ребристая; 10 — электродвигатель.

ния барабана и движения теплоносителя, масса постепенно высыхает. Теплоноситель с температурой $400...1000^{\circ}\text{C}$ образуется за счет перемешивания продуктов сгорания жидкой или газообразного (у агрегата АВМ-1,5 РГ) топлива с воздухом, засасываемым дымососом через кольцевое пространство топки.

Сухие частицы из сушильного барабана, движимые от работавшим агентом, попадают в большой циклон, затем через шиловый затвор и пневматический делитель — в молотковые дробилки, измельчаются и через отверстия решетки потоком воздуха вентилятора системы отвода муки отсеиваются в циклон, где происходит их отделение от воздуха. Обработанный воздух выбрасывается в атмосферу, а трава

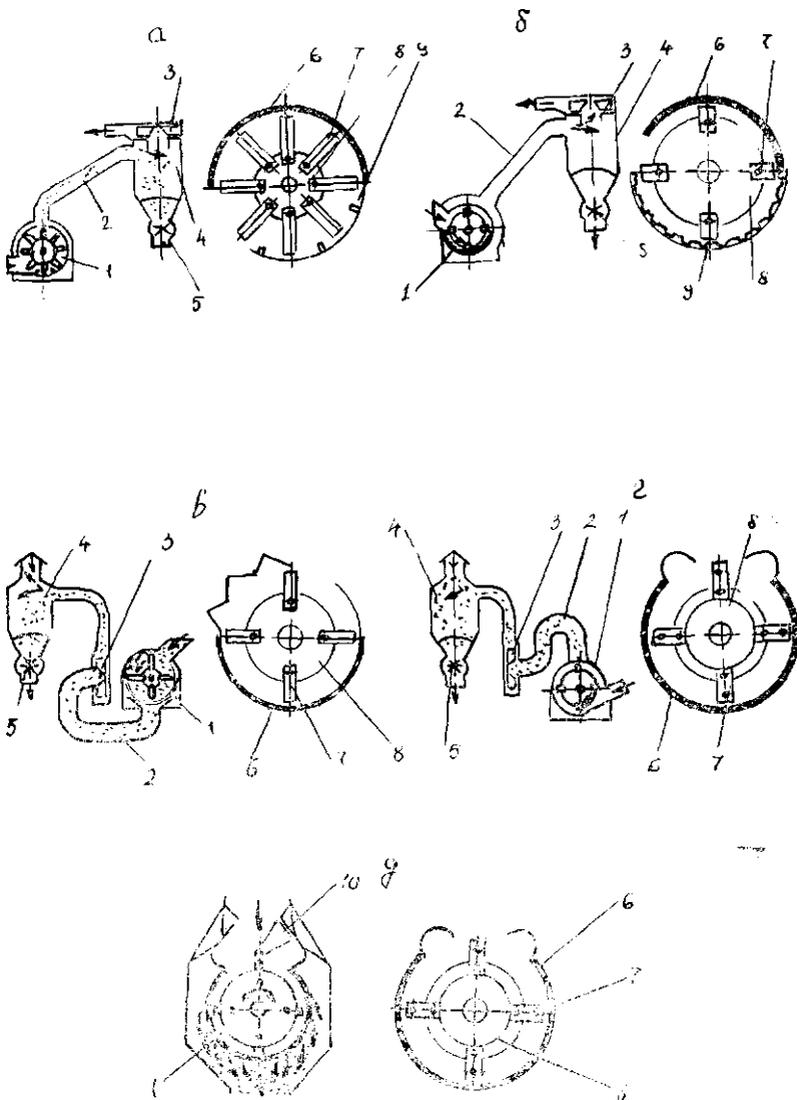


Рис. 15. Схемы измельчителей агрегатов витаминной муки:
 а — АВМ-0,4А; б — АВМ-0,4В; в — АВМ-1,5; г — АВМ-1,5А и
 АВМ-0,65; д — АВМ-1,5Р и АВМ-0,65Р;
 1 — камера измельчения; 2 — трубопровод; 3 — вентилятор; 4 —
 циклон; 5 — резиновый затвор; 6 — решето; 7 — молоток; 8 — мо-
 лотковый ротор (барaban); 9 — дека; 10 — заслонка.

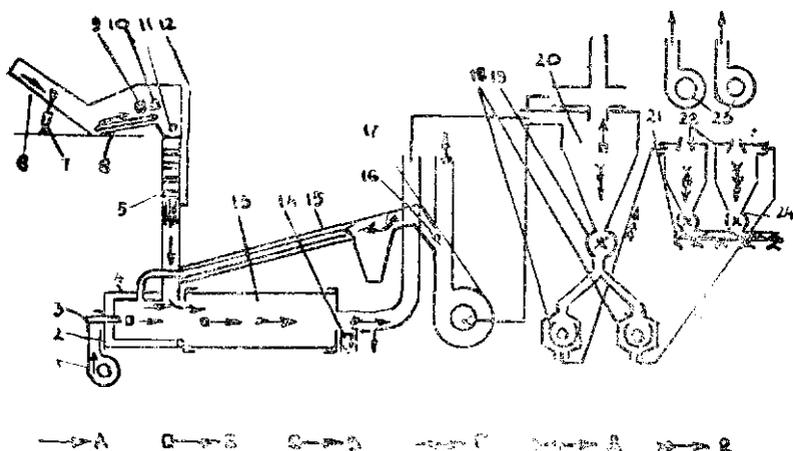


Рис. 16. Технологическая схема работы агрегата АВМ-1,5Р:

А — воздух; Б — теплоноситель; Б' — отработавший теплоноситель; Г — сырой продукт; Д — сухой продукт; Е — мука; 1 — вентилятор; 2 — кольцевое пространство; 3 — горелка; 4 — теплогенератор; 5 — транспортер; 6 — конвейер; 7 — гидроцилиндр; 8 — лоток; 9 — отбойный битер; 10, 12 — битеры; 11 — винтовой транспортер; 13 — барабан; 14 — отборщик; 15 — система рециркуляции; 16 — заслонка; 17 — дымосос; 18 — дробилка; 19, 24 — шишювые затворы; 20 — система отвода сухой массы; 21 — шнек; 22 — циклоны; 23 — вентиляторы.

ная мука через дозатор попадает в шнек и затаривается в мешки или транспортером подается в гранулятор.

У АВМ-0,4А, АВМ-0,65 и АВМ-0,65Р используется одна дробилка, у остальных агрегатов две дробилки.

У АВМ-0,4А, АВМ-0,65 и АВМ-1,5А отсутствует система рециркуляции, имеющаяся в других конструкциях АВМ.

Затраты на производство травяной муки высокие; они наибольшие при использовании для этой цели АВМ-0,4 (48,6 руб/т) и наименьшие при использовании АВМ-1,5 (33,5 руб/т).

1.2.2. Штифтовые измельчители

К штифтовым измельчителям относятся различные модификации измельчителей грубых кормов ИГК.

Измельчители грубых кормов ИГК-30Б, ИГК-30Б-П, ИГК-Ф-4, ИГК-Ф-4-1 применяются на фермах крупного рогатого скота и овцефермах. Навесной измельчитель ИГК-30Б-1 (рис. 17) с приводом от ВОМ трактора МТЗ-80, МТЗ-82 или ЮМЗ и стационарные ИГК-30Б-11 (рис. 18) и ИГК-Ф-4-1 с приводом от электродвигателя

(мощностью 30 кВт и частотой вращения 900 мин^{-1} не имеют бункера, снабжены транспортерным питателем измельчаемого корма, загружаемого вручную, и дефлектором, по которому измельченная масса воздушным потоком направ-

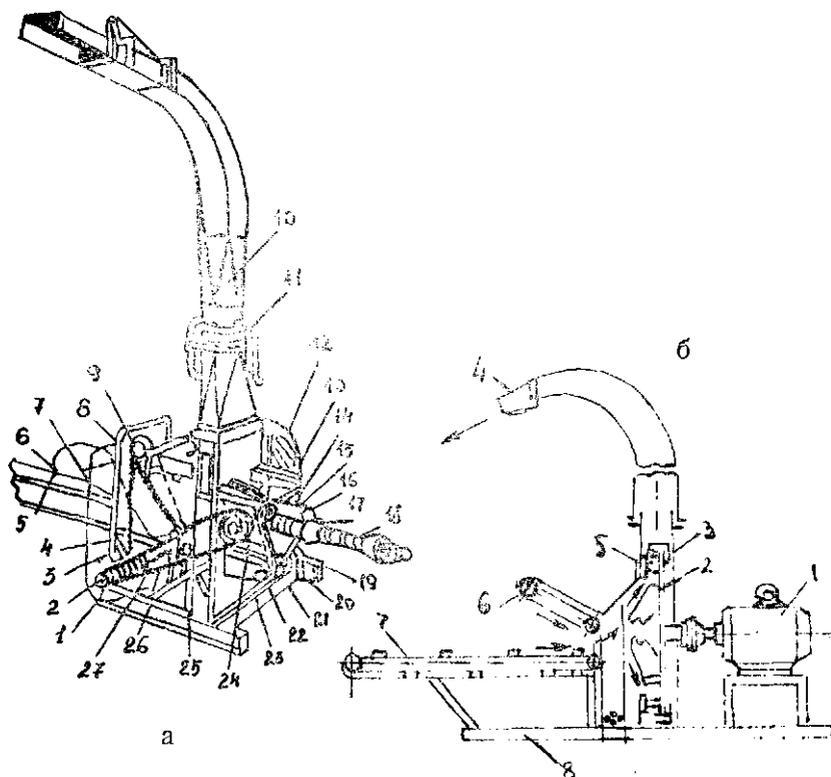
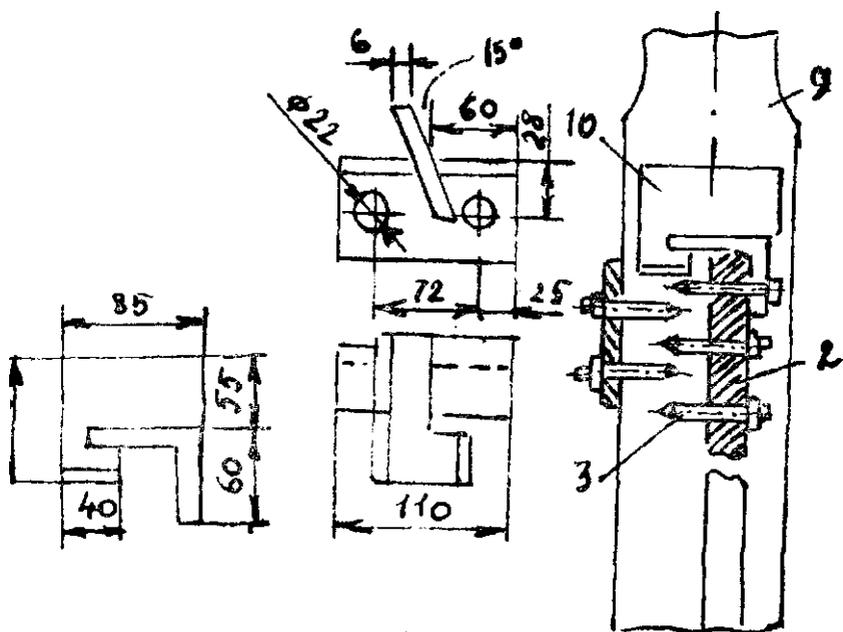


Рис. 17. а — Измельчитель грубых кормов ИГК-30Б-1; 1 — цепная передача; 2 — промежуточный вал; 3 — тяга; 4 — полумуфта; 5 — кронштейн; 6 — рычаг; 7 — питательный транспортер; 8 — ведущий вал; 9 — натяжная звездочка; 10 — дефлектор; 11 — механизм поворота; 12 — кронштейн; 13 — измельчитель; 14 — редуктор; 15 — предохранительная муфта; 16 — шкив; 17 — вал редуктора; 18 — карданная передача; 19 — ременная передача; 20 — натяжной шкив; 21 — вилка; 22 — стенка; 23 — палец; 24 — червячный редуктор; 25 — натяжная звездочка; 26 — ведущий вал; 27 — цепная передача.

б — Схема измельчителя грубых кормов: 1 — электродвигатель; 2 — дисковый ротор; 3 — штифты ротора; 4 — регулируемый козырек; 5 — неподвижный диск; 6 — прижимной транспортер; 7 — питающий транспортер; 8 — рама.



ис. 18. Схема измельчителя ИГК-30Б, приспособленного для измельчения влажной соломы: 2 — диск ротора; 3 — штифт; 9 — выгрузная горловина; 10 — лопатка.

ляется на транспортные средства. Измельчитель ИГК-Ф-4 (рис. 19) имеет бункер-дозатор, загружаемый питателями-дозаторами типа ПЗМ-1,5М или БДК-Ф-70. Измельчитель ИГК-Ф-4 используют для измельчения грубых кормов и зерна кукурузы в технологических линиях кормоцехов, а также на малых фермах в зонах отгонного и горного животноводства. У всех модификаций ИГК измельчающий аппарат штифтового типа.

Питатель ИГК состоит из верхнего и нижнего цепочно-плачатых транспортеров. Верхний транспортер может кататься относительно оси ведущего вала. Питатель приводится в действие от вала ротора через клиноременную передачу, червячный редуктор, цепные передачи и ведущие валы транспортеры. Кулачковые муфты, установленные на промежуточном валу, служат для отключения питателя.

Корм от питателя поступает в приемную камеру. При этом тяжелые инородные включения из корма удаляются через окна, расположенные в конце транспортера.

Штифтовый дисковый измельчающий аппарат состоит из ротора, измельчающей камеры с неподвижным штифтовым диском, лопаток, отсекателя, редуктора (1-е исполнение) или привода (2-е исполнение). Измельчающая камера состоит из стенок и обечайки с четырьмя люками. Неподвижный диск крепится к задней стенке.

Технологический процесс работы ИГК. Подаваемая горизонтальным и наклонными транспортерами солома воздушным потоком и лопастями диска направляется в дробильную камеру, где, проходя между неподвижными и подвижными штифтами, измельчается. Измельченная масса воздушным потоком и лопатками ротора выбрасывается из камеры в рефлектор и регулирующим козырьком направляется на выгрузку.

Обслуживается ИГК-30Б-1 пятью рабочими и одним трактористом, ИГК-30Б-II — четырьмя рабочими.

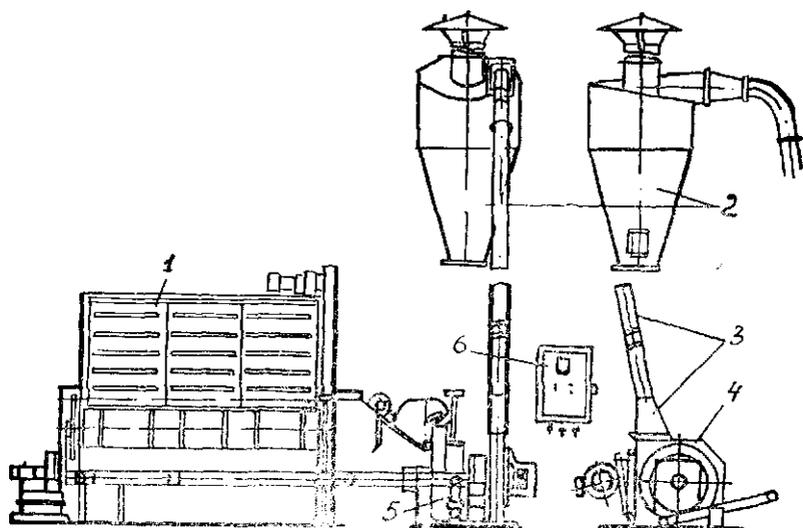


Рис. 19. Схема измельчителя грубых кормов с питателем механизированной загрузки: 1 — бункер-дозатор; 2 — циклон; 3 — трубопровод; 4 — измельчитель ИГК-Ф-4; 5 — ценная передача; 6 — шкаф управления.

Процесс измельчения (излом, разрыв, перетирание) соломы штифтами при окружной скорости 42...48 м/с основан на использовании свойства ломкости-хрупкости сухих стеблей. Измельчители ИГК могут измельчать солому влажностью до 25...28%. При повышенной влажности солома теряет свойство хрупкости, стебли ее не ломаются, трудно поддаются разрыву и перетиранию; стебли загибаются на штифтах, затормаживают диск, производительность падает с 3 до 0,8 т/ч, а энергоёмкость процесса возрастает с 7,2 до 16 кВт.ч/т. Опыт некоторых хозяйств показывает, что производительность измельчителя ИГК-30Б на измельчении соломы влажностью до 35% можно сохранить установкой на подвижном диске 10 лопаток (рис. 18), сняв перед штифтами по одному штифту в каждом из трех рядов. На неподвижном диске у места выброса измельченной соломы против выгрузной горловины снимают штифты примерно по дуге 45°. При этом, заменив дефлектор трубой диаметром 200 мм, обеспечивают подачу измельченной соломы на высоту 6...7 м (место 3,5 м) и на расстояние 8...10 м.

1.2.3. Измельчители с ножевыми аппаратами

Измельчители с ножевыми аппаратами применяются на кукурузоуборочных и силосных комбайнах для измельчения на силос и зеленый корм листостебельной массы кукурузы, подсолнечника и других силосуемых культур, для измельчения пезерновой части урожая на зерновых комбайнах, для измельчения сена и соломы на фуражирах и погрузчиках, для доизмельчения и перемешивания кормов на стационарных измельчителях-смесителях.

Измельчающий аппарат силосоуборочных комбайнов КС-2,6 и КСС-2,6 (рис. 20) состоит из бруса 6 с прикрепленными к нему противорежущими пластинами 7 и измельчающего барабана. Питательный аппарат (рис. 20), подающий массу к режущему аппарату, состоит из ведущего транспортера 4, гладкого вала 5 и верхнего битерного барабана 1, способного перемещаться по направляющей (при изменении толщины поступающей массы) за счет деформации пружин. Измельчающий барабан представляет собой вал с дисками, к поверхностям которых прикреплены спиральные ножи Z-образного сечения, способные не только измельчать массу, но и подавать (швырять) ее по силосопроводу на выгрузной транспортер.

На левой цапфе измельчающего барабана (рис. 21) установлен приводной шкив 8, внутри которого смонтирована су-

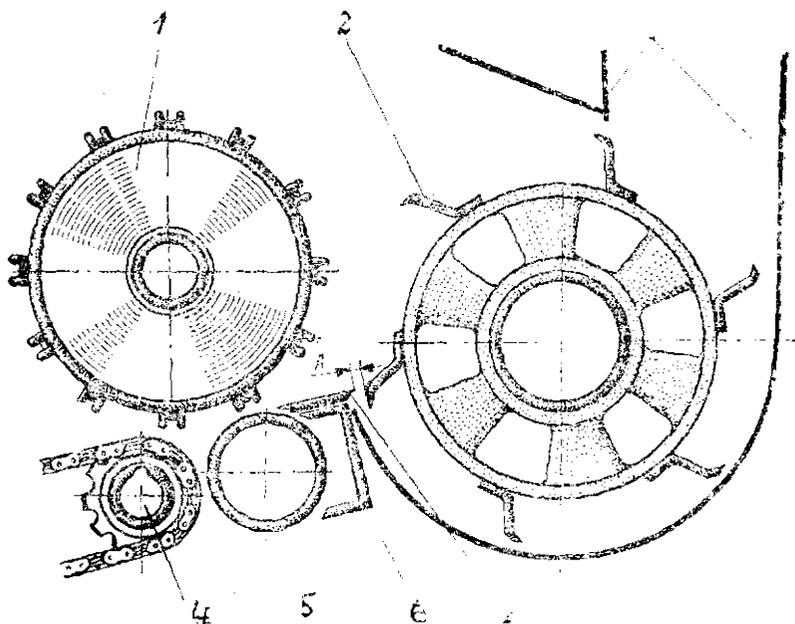


Рис. 20. Измельчающий и питающий аппараты комбайна силосного КС-2,6 и комбайна силосного скоростного КСС-2,6: 1 — битерный барабан; 2 — измельчающий барабан; 3 — силосопровод; 4 — ведущий вал транспортера жатки; 5 — гладкий вал; 6 — противорезающий брус; 7 — противорезающая пластина.

хариковая муфта 13 свободного хода, которая обеспечивает вращение барабана по инерции при выключении ВОМ трактора; этим предупреждается поломка деталей барабана и его привода.

Масса, измельченная взаимодействием ножей и противореза, подается ножами через силосопровод к цепноплanchатому выгрузному транспортеру, который этой массой загружает движущееся рядом с комбайном транспортное средство.

Зазор А между противорезающей пластиной и лезвием ножей регулируют передвиганием опор барабана (после ослабления болтов крепления) регулируемыми болтами. На заводах размер этого зазора устанавливают в пределах 3...8 мм. При необходимости большей степени измельчения зеленой массы (во всех случаях при уборке тонкостебельных культур) этот зазор устанавливают в пределах 2...4 мм.

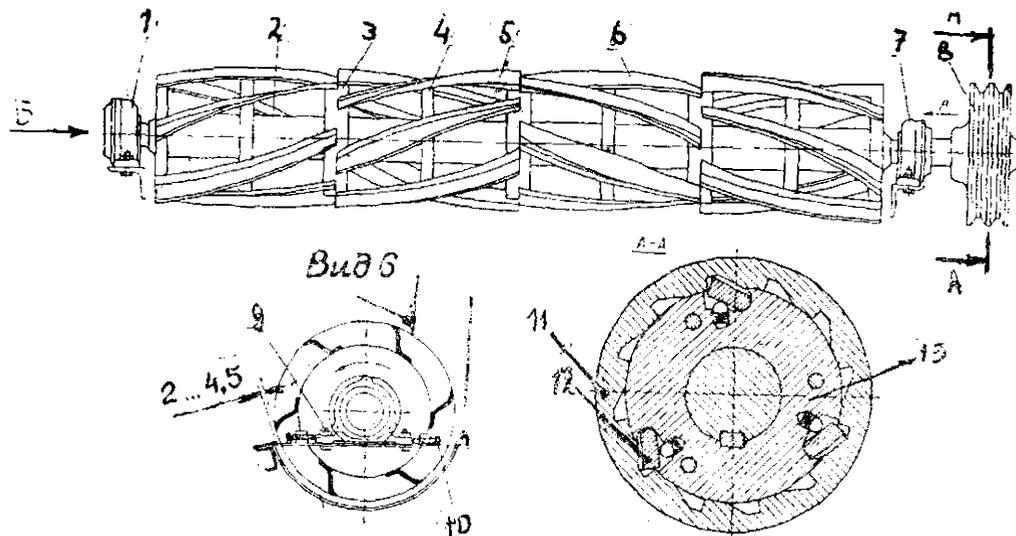


Рис. 21. Измельчающий барабан силосных комбайнов КС-2,6 и КСС-2,6: 1 — правая опора; 2 — вал барабана; 3, 4 — диски барабана; 5 — нож правый; 6 — нож левый; 7 — левая опора; 8 — шкив барабана; 9 — болт крепления опоры барабана; 10 — упорный болт; 11 — обойма муфты; 12 — сухарик; 13 — ступица обгонной муфты.

Измельчающий аппарат кукурузоуборочного комбайна КСКУ-6 (рис. 22) состоит в основном из трехсекционного барабана, противорежущей части и кожуха. Трубчатый вал барабана с сваренными по концам цапфами несет на себе четыре диска, на которых закреплены ножи 1 (по четыре в каждой секции) и приводной шкив 5. Нож имеет лопатку 15, закрепленную двумя болтами. Диски на валу крепятся шпонками. На крайних дисках шпонки имеют выступы, фиксирующие диски от осевых перемещений по валу. Для обеспечения перемещения ножей с целью регулировки зазора между ними и противорежом, отверстия на дисках для крепежных болтов выполнены овальными. Фиксация ножей осуществляется крепежны-

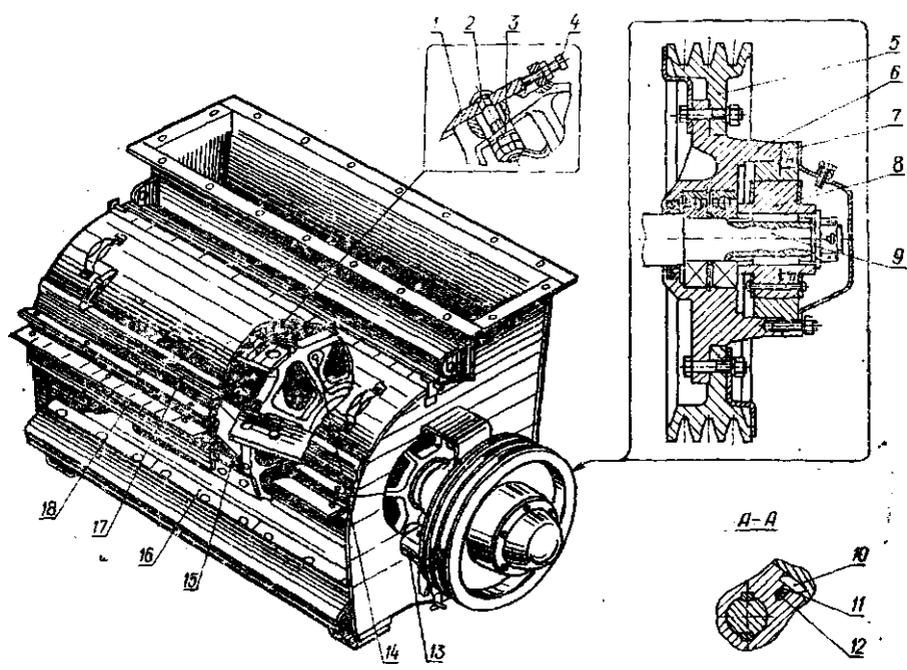


Рис. 22. Измельчитель кукурузоуборочного комбайна самоходного КСКУ-6: 1 — нож; 2 — специальный болт; 3 — косая шайба; 4 — упорный винт; 5 — шкив; 6, 8 — ступицы; 9 — цапфа; 10 — сухарик; 11 — шарик; 12 — пружина; 13 — прокладка; 14 — груз; 15 — лопатка; 16 — противорежущая пластина; 17 — верхняя часть кожуха; 18 — нижняя часть кожуха.

ми болтами 2 и упорными болтами 4. Приводной шкив 5 со ступицей 6 обгонной муфты смонтирован на цапфе 9. Обгонная муфта состоит из ступицы 8, обоймы 7, пружин 12, шарниров 11 и сухариков 10. Режущие кромки ножей 1 и противорежущих пластин 16 для повышения износостойкости и обеспечения самозатачивания упрочнены наплавкой твердого сплава. Барабан и противорез помещены в кожух штамповочной конструкции, состоящей из нижней 18 и верхней 17 частей, скрепленных болтами.

Листостебельная масса подается через питающее окно, на нижней кромке которого закреплены противорежущие пластины. Измельченная масса через горловину выбрасывается в трубу измельчителя, из которой она поступает в транспортное средство. В торцевых стенках кожуха имеются окна для подсоса воздуха.

Зазор между нижней частью кожуха и лезвиями ножей должен быть в пределах 3...7 мм, а между лезвиями ножей и противорежущих пластин в пределах 3...4 мм. Первый из этих зазоров регулируется передвижением ножей по дискам барабана, а второй — передвижением подшипников барабана и установкой прокладок 13. Лопатка 15 передней кромки должна плотно прилегать к ножу, зазор между ними не должен превышать 0,6 мм. В случае заточки или замены ножей во избежание разбалансировки барабана противоположные ножи нужно подобрать по массе. Балансировку барабана осуществляют установкой специальных грузов 14. При установке ножей их перемещают упорными винтами 4 до тех пор, пока лезвия не расположатся на расстоянии 300 мм от оси вращения барабана.

После замены ножей необходимо проверить зазоры, отсутствие задевания ножей за противорезы и стенки кожуха, затяжку болтов крепления ножей, лопаток, корпусов подшипников, противорежущих пластин, а также затяжку упорных винтов ножей.

Ножевой измельчающий аппарат приспособления универсального навесного ПУН-5 и ПУН-5А к зерновым комбайнам СК-5, ИСК-5А, «Нива», используемый для измельчения и расщепления сходящей с соломотряса соломы, состоит из измельчающего барабана и противорежущего устройства (рис. 23 и рис. 24). Ножи измельчающего барабана (рис. 23) сделаны из стали Ст.3, имеют режущие части, наплавленные твердым сплавом. Ножи двумя болтами 7 прикреплены к треугольным дискам 6. Диски, смещенные относительно друг друга на 60°, приварены к трубчатой оси 8, в которую вва-

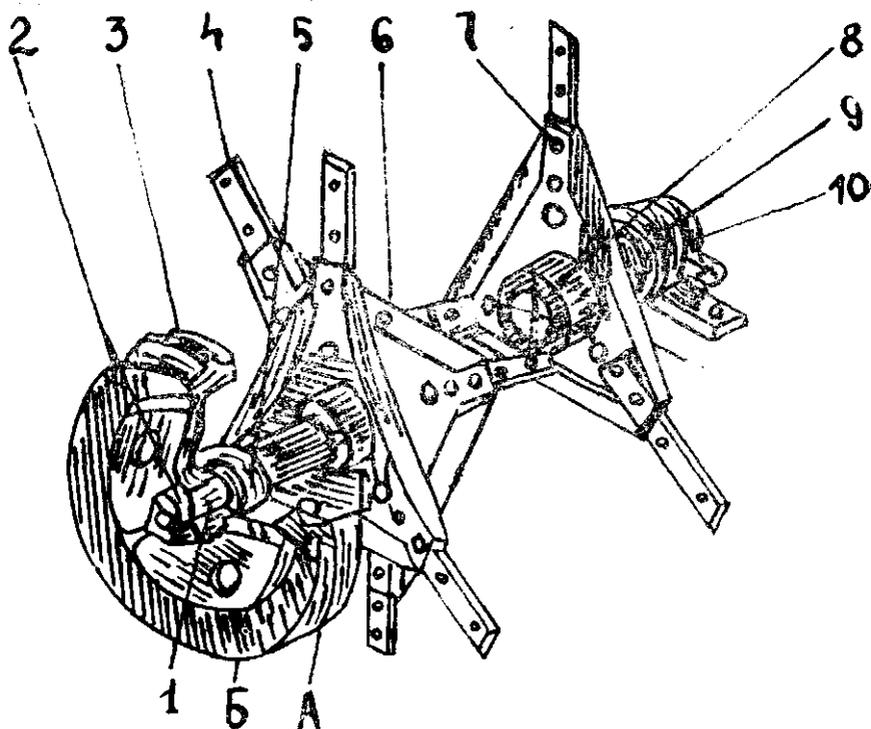


Рис. 23. Измельчающий барабан приспособления универсального ПУН-5 к комбайну СК-5 «Пива» для уборки незерновой части урожая; 1 — цапфа левая; 2 — гайка; 3 — шкив; 4 — нож; 5 — шарикоподшипник; 6 — диск; 7 — болт с квадратным подголовником; 8 — труба; 9 — корпус подшипника; 10 — цапфа левая.

рены левая 1 и правая 8 цапфы, опирающиеся на самоустанавливающиеся подшипники 5. Корпусы подшипника прикреплены к боковинам приспособления. Привод барабана осуществляется с помощью четырехканавочного шкива 3, закрепленного на валу шпонкой и гайкой 2. При надевании ремней (типа В, L=2500 мм) привода на канавки А части шкива большего диаметра барабан будет вращаться с частотой 1665 об/мин. При повороте шкива на 180° и установке ремней на канавки Б барабан будет вращаться с частотой 2360 об/мин. Частота вращения режущего барабана ПУН-5А 2000 об/мин.

Рабочими органами противорежущего устройства (рис. 24)

являются сегменты 8, заклепками попарно закрепленные на П-образных кронштейнах противорезущих блоков 10. Противорезущие блоки болтами 7 прикреплены к балке 9 корытного сечения. С помощью пластин 5, приваренных к торцам балки 9, противорезущее устройство болтами 4 закреплено к боковинам корпуса ПУН-5. Для направления соломы к прогвозрезам установлен щиток 3, который болтами прикреплен к балке 9 и к боковинам 1 и 5.

Частичное измельчение и надламывание соломы происходит вначале при ударе ножей влет по се стеблям. Окончательное измельчение и расщепление соломы происходит при взаимодействии ножей барабана с сегментами противорезущего устройства.

При износе одной режущей кромки ножей они поворачиваются и закрепляются на дисках так, что работает вторая

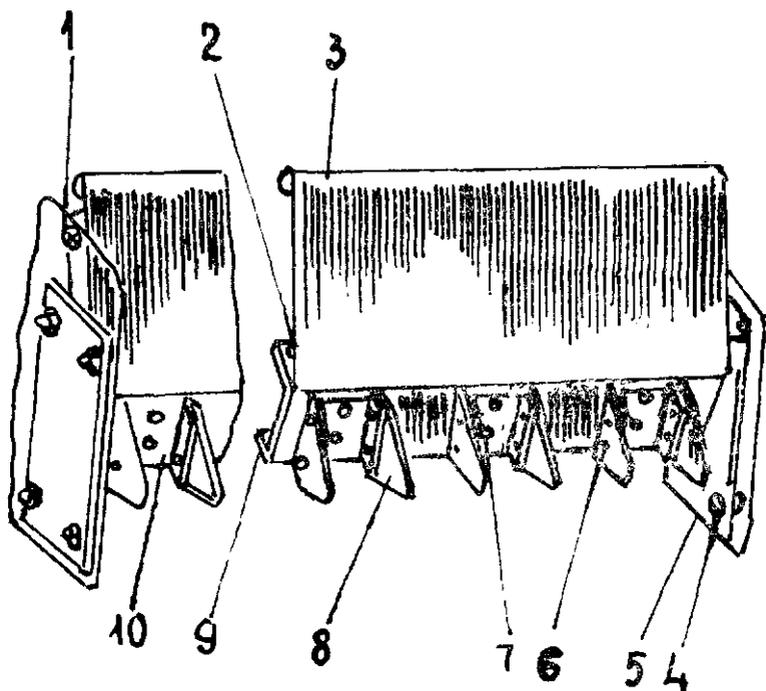


Рис. 24. Противорезущее устройство приспособления ПУН-5: 1, 2 — болт; 3 — щиток; 4 — болт; 5 — пластина; 6 — заклепка; 7 — болт крепления противорезущих блоков; 8 — сегмент; 9 — балка; 10 — противорезущий блок.

их режущая кромка. Регулировку степени измельчения и расщепления соломы выполняют изменением количества противорежущих блоков.

Приспособление ПУН-5А можно использовать в основном по 6-ти технологическим схемам работы уборки незерновой части урожая. Однако, как выяснилось наблюдением, в практике применяются следующие три схемы:

1. Совместный сбор измельченной соломы и половы в сменные самосвальные прицепы 2-ПТС-4, агрегатируемые с комбайнами (рис. 25). Для работы требуется еще два прицепа, трактор тягового класса 1,4 (14 кН) и стогометатель-погрузчик;

2. Совместный сбор измельченной соломы с половой в самосвальный постоянный прицеп 2-ПТС-4, используемый как накопитель большой вместимости. Выруженные копны на поле стягиваются волокушей ВТУ-10 и скирдуют стогометателем волокушей;

3. Полову собирают в сменные тележки, а измельченную солому разбрасывают на ширину захвата жатки, а затем запахивают. Эту схему применяют в хозяйствах, в которых имеются неиспользуемые излишки соломы.

Первичные режущие аппараты фуражиров и погрузчиков измельчителей выполняются в виде фрезерных измельчающих барабанов. Фуражиры и погрузчики-измельчители служат для выемки, измельчения и погрузки в транспортные средства соломы и сена из скирд, а также сенажа и силоса из буртов. Основными частями (рис. 26) являются фрезерный (измельчающий) барабан 7, конфузор 6, вентилятор 3, механизм подъема конфузора 2, рама 1, выгрузная труба 5 с дефлектором 4. Измельчающий барабан (рис. 92, а) фуражира ФН-1,2 и модернизированного ФН-1,4 состоит из 12 приваренных на трубчатом валу 4 дисков 3. К дискам крепятся болтами по два полудиска с восемью сегментами 6, из которых 4 расположены под углом 45°, а остальные четыре — под прямым углом к оси барабана. На правой цапфе закреплен отсекающий диск, на левой — приводной шкив 1. Агрегатируются погрузчики и фуражиры с колесными тракторами МТЗ-82, МТЗ-100 или, для случая дорожных тяжелых условий, с гусеничным трактором с независимым валом отбора мощности (ВОМ). Барабан и вентилятор приводятся от ВОМ трактора. Движение от ВОМ барабану передается через редуктор, цепную и клиноременную передачи. Подъем конфузора с барабаном осуществляется гидравлическим цилиндром, управляемым от гидросистем трактора.

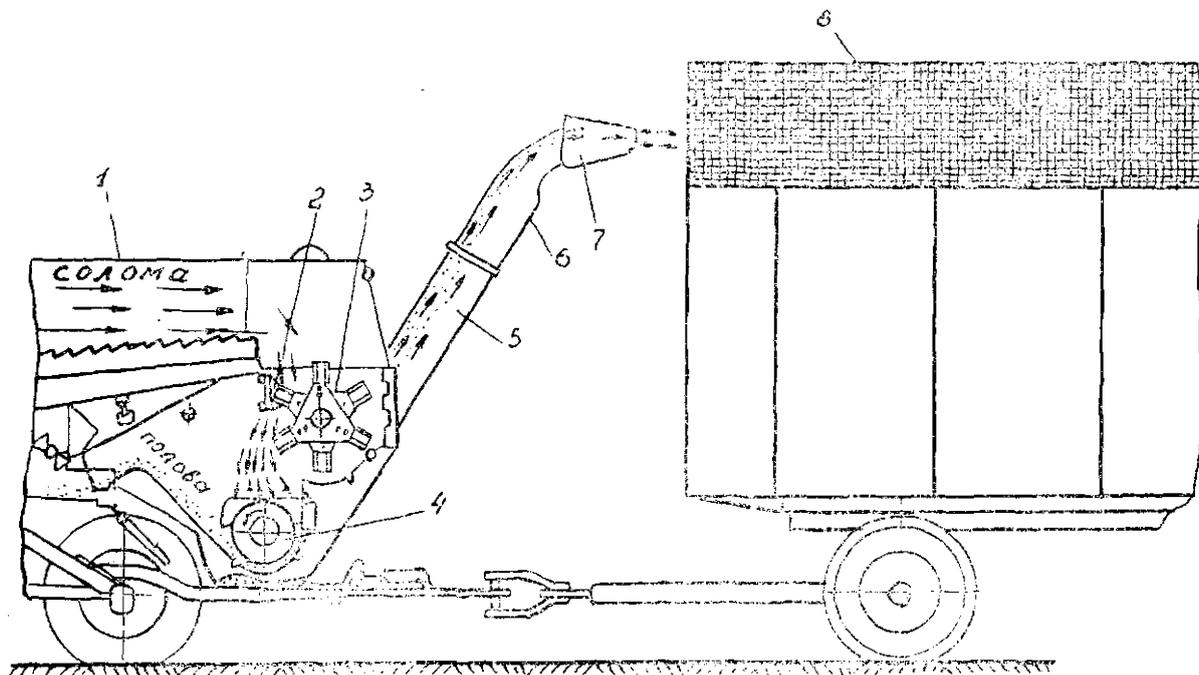


Рис. 25. Схема работы ПУН-5 при сборе соломы и измельченной соломы в сменные тележки: 1 — комбайн; 2 — противорежущее устройство; 3 — измельчающий барабан; 4 — шнек; 5 — трубопровод; 6 — поворотная головка; 7 — крышка патрубка; 8 — сменная тележка.

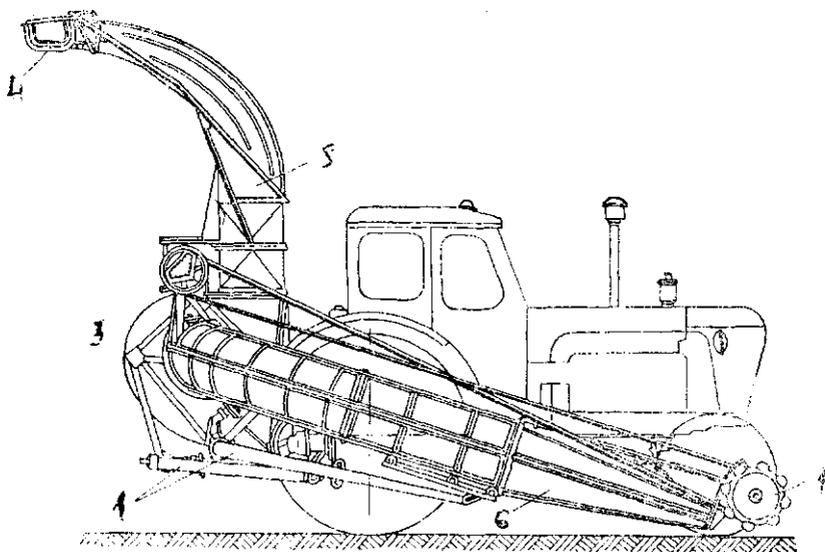


Рис. 26. Навесной фуражир ФН-1,4: 1 — рама; 2 — механизм подъема конфузора; 3 — вентилятор; 4 — дефлектор; 5 — выгрузная труба; 6 — конфузор; 7 — фрезерный барабан.

Для погрузки соломы, силоса или сенажа трактор с фуражиром и прицепленной тележкой подают к торцевой стороне скирды перпендикулярно к ее продольной оси так, чтобы обеспечить работу заборного барабана на полную ширину захвата — 1,2 м и на глубину $1/2...3/4$ его диаметра. Подняв трубопровод с заборной головкой в верхнее положение, включают вал отбора мощности. После того, как режущий барабан и вентилятор наберут полные обороты, рукоятку гидрораспределителя переводят в плавающее положение и трубопровод с заборной головкой начинает медленно опускаться.

Масса, отрезаемая от стога соломы или бурта силоса (или сенажа), всасывается воздушным потоком со скоростью 19...25 м/с в конфузор и по пневмопроводу поступает в вентилятор-швырялку, откуда за счет центробежной силы выбрасывается по выгрузному патрубку дефлектора в прицепную тележку емкостью в 45 м³ с сетчатой крышкой. После опускания заборной тележки до основания скирды рукоятку гидрораспределителя из положения «плавающее» пере-

водят в положение «подъем». Подняв трубопровод с заборной головкой над верхним уровнем скирды, подают трактор вперед на расстояние равное $1/2...3/4$ диаметра режущего барабана, затем цикл повторяется.

Измельчитель-смеситель кормов ИСК-3 (рис. 27) предназначен для измельчения грубых кормов любой влажности, доизмельчение других компонентов и их смешивание для приготовления полноценных смесей в поточных линиях кормоцехов и кормоприготовительных отделений. Он также может быть использован для измельчения соломы, сена и веточного корма различной влажности.

ИСК-3 имеет загрузочный бункер, вертикальный ножевой измельчающий аппарат, крылач-швырялку для удаления приготовленной массы.

Основными частями ИСК-3 являются: рама 1, приемный бункер 7, рабочая камера 3, ротор 5 с ножами 4, выгрузная камера 10, противорезы 9, привод выгрузного транспортера и электрооборудование. Ротор приводится от элек-

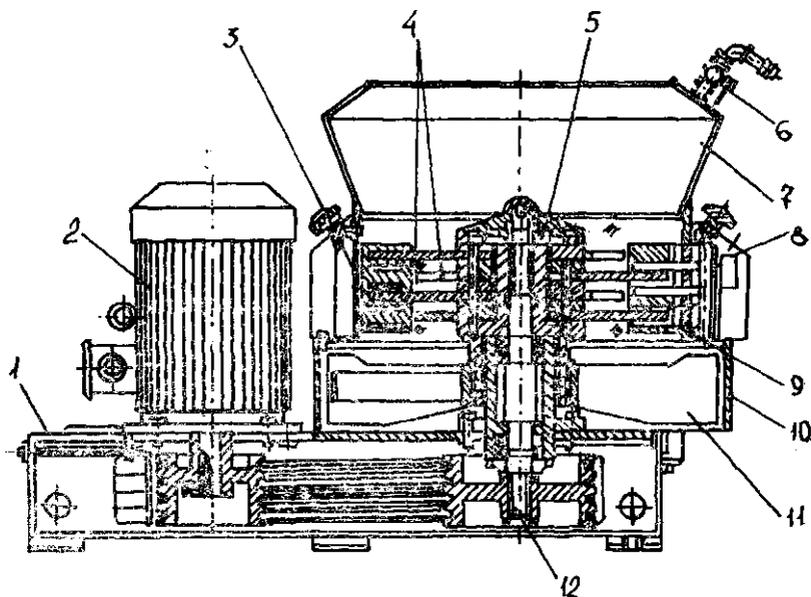


Рис. 27. Измельчитель-смеситель ИСК-3: 1 — рама; 2 — электродвигатель; 3 — корпус; 4 — ножи; 5 — ротор; 6 — вентиль для растворов; 7 — приемный бункер; 8 — кожух деки; 9 — дека с противорезами; 10, 11 — выгрузная камера и крылач швырялки; 12 — вал.

тродвигателя через клинорсменную передачу. Корпус рабочей камеры представляет собой цилиндр с шестью окнами, в которых установлены три деки и три группы противорезов. С наружной стороны деки и противорезы закрыты кожухом. Ножи 4 противорезов подпружинены, что предупреждает их поломку в случае попадания в камеру твердых предметов. В центре камеры установлен вертикальный ротор с жестко закрепленными на нем ножами.

Технологический процесс ИСК-3. Подлежащие измельчению и смешиванию корма подаются в приемный бункер, откуда под действием всасывающего эффекта крылача-швырялки попадают в рабочую камеру. Здесь, распределенный под влиянием центробежных сил вдоль стенок камеры, он под действием ножей верхнего яруса ротора и ножей противорезов нижнего яруса доизмельчается, интенсивно перемешивается и превращается в однородную массу. Кормосмесь опускается в выгрузную камеру и крылачем-швырялкой выбрасывается на выгрузной транспортер.

Измельчитель-смеситель кормов комплектуется шестью пакетами сменных рабочих ножей и противорезов. Предусмотрены различные варианты их установки: по три пакета, смещенных один относительно другого на 120° , и по шести, смещенных на 60° . Качество доизмельчения и смешивания кормов регулируют тремя способами: посредством шибера, установленного в нижней части рабочей камеры перед швырялкой; за счет изменения количества противорезающих элементов и зубчатых дек; за счет подбора количества ножей на роторе и на пакетах противореза.

1.2.4. Измельчители с комбинированными аппаратами

К этой группе измельчителей можно отнести измельчитель кормов «Волгарь-5» с последовательно расположенными ножевым и щелевым аппаратами, дробилки универсальные ДКУ-М, ДКУ-1 и модернизированный измельчающий аппарат погрузчика ПС-5, на роторах которых имеются шарнирно-подвешенные молотки и жестко закрепленные ножи, кормовую дробилку универсальную КДУ-2 и погрузчик-измельчитель с последовательно расположенными режущими и молотковыми аппаратами.

Измельчитель кормов «Волгарь-5» (рис. 28) применяют как самостоятельную машину и в поточных линиях кормоцехов для тонкого измельчения зеленых, грубых и сочных кормов.

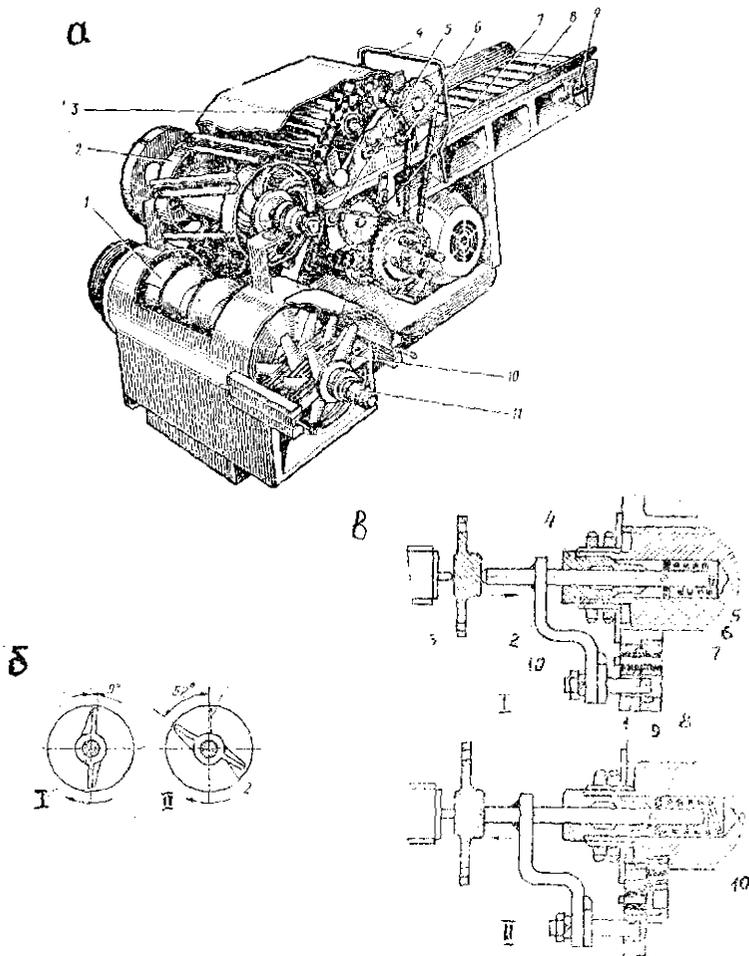


Рис. 28. Измельчитель кормов «Волгарь-5А»:

а — общий вид: 1 — шнек; 2 — аппарат первичного резания; 3 — уплотняющий транспортер; 4 — скоба управления; 5, 6, 7 — натяжные звездочки; 8 — подающий транспортер; 9 — натяжное устройство подающего транспортера; 10 — аппарат вторичного резания; 11 — автомат отключения;

б — схема расположения лезвия ножа 1 относительно кромки витка шнека 2 при подготовке корма для птиц для наиболее тонкого измельчения — I, и при подготовке корма для свиней — II;

в — автомат отключения измельчителя от электросети во включенном — I и выключенном состоянии — II: 1 — ведущий поводок; 2 — замок; 3 — кнопка; 4 — штуцер; 5 — пружина; 6 — шплинт; 7 — шайба; 8 — палец; 9 — ведомый поводок; 10 — срезная шпилька.

Приводится в действие этот измельчитель от электродвигателя мощностью 22 кВт (типа 4АМ180М.2УПУЗ). Измельчаемые корма питающим и нажимным планчатым транспортерами подаются в аппарат первичного резания, затем в аппарат вторичного резания, включающий шнек, подвижные и неподвижные ножи. Готовый корм выбрасывается через нижнее окно в корпусе измельчителя на ленточный транспортер, расположенный в приемке.

Аппарат первичного резания состоит из двух дисков, укрепленных на валу, к которым прикреплены шесть спиральных ножей Г-образного поперечного сечения. Противорезущая пластина закреплена на корпусе неподвижно. Ножевой аппарат предварительно измельчает корм до размеров частицы 20...80 мм.

Измельченный режущим барабаном корм падает на шнек, который направляет его к девяти подвижным и девяти неподвижным ножам аппарата вторичного резания. Этот аппарат измельчает корм до фракций размером 2...10 мм. Вращающиеся ножи аппарата надеются на шлицевую втулку, закрепленную шпонкой на консольном конце вала шнека. Вращающиеся ножи чередуются с неподвижными; наружные концы последних закреплены на неподвижных планках корпуса. Вторичный режущий аппарат щелевого типа, осуществляет двухопорное резание ножами с П-образной режущей кромкой и углами заточки, равными 90°. По сравнению с аппаратом силосорезок щелевой аппарат позволяет получить более тонкое измельчение и более равномерный гранулометрический состав частиц, но он более энергоемкий.

«Волгарь-5А» работает по трем технологическим схемам — измельчение корма для крупного рогатого скота, для свиней и для птицы. При измельчении грубых и сочных кормов для крупного рогатого скота подвижные и неподвижные ножи аппарата вторичного резания снимают и корм измельчается только ножами аппарата первичного резания.

Для птиц корм требуется измельчать наиболее тонко. Для этого первый от шнека подвижный нож устанавливают так, чтобы между его рабочей кромкой и отогнутой частью витка шнека был угол, отсчитываемый по ходу вращения, в 9° (рис. 28, б). При подготовке корма для свиней, этот угол, отсчитываемый теперь против направления вращения, должен быть равен 52° (рис. 28, б). Все последующие подвижные ножи в обоих случаях устанавливают через 52° от кромки первого ножа (поворачиваются на 4 шлица), так, что концы ножей располагаются по спирали.

Для предотвращения полсмоек аппарата вторичного реза-

ния в случае попадания в него камней, металлических предметов или при значительных перегрузках на измельчителе установлен автомат отключения электродвигателя от сети. Автомат (рис. 28, в) состоит из двух поводков 1 и 9, штуцера, в котором установлен замок 2 с пружиной 5, фиксированной шайбой 7 и шплинтом 6. В рабочем положении пружина полностью сжата, палец 8 рычага замка входит в отверстие поводка 1 и фиксируется зубом поводка 9. Поводок 1 и 9 соединены между собой срезной шпилькой 10. При попадании в аппарат постороннего предмета шпилька 10 срезается, зуб поводка 9 выходит из зацепления с пальцем замка, замок отбрасывается пружиной 5 по стрелке А и нажимает на кнопку 3 путевого выключателя. В результате двигатель отключается от сети. После устранения причины остановки измельчителя, замок устанавливают в рабочее положение вручную, зуб поводка 2 заводят снова в паз пальца 8 рычага замка и ставят на место срезную шпильку.

Дробилку кормов универсальную ДКУ-М (рис. 29) применяют для измельчения зерна, кукурузы, сена, соломы, зеленой массы. Загружается дробилка самотеком или ленточным транспортером. Дробильный аппарат комбинированный; кроме шарнирно подвешенных молотков на диске ротора жестко закреплены прямолинейные ножи. Дека решетчатая. Измельченная масса отбирается вентилятором (две лопасти вентилятора установлены на диске молотков) и нагнетается в циклон. Воздух удаляется через фильтр.

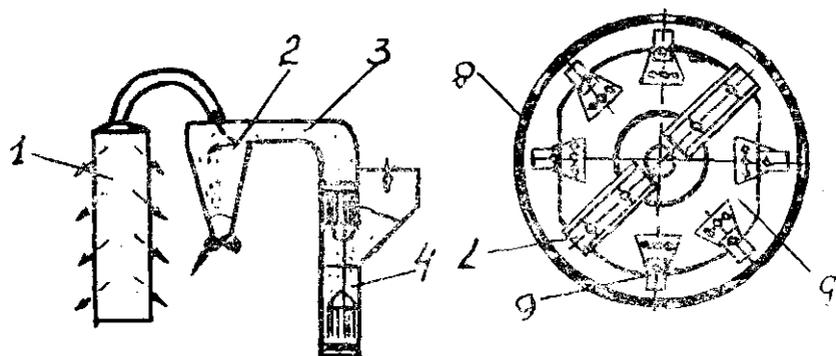


Рис. 29. Схема дробилки кормов универсальной ДКУ-М: 1 — фильтр; 2 — циклон; 3 — трубопровод; 4 — камера измельчения; 5 — ротор; 6 — молоток; 7 — нож; 8 — решето.

Дробилку кормов универсальную ДКУ-1,0 (рис. 30) применяют для тех же целей, что и ДКУ-М; отличается от нее меньшим числом осей подвеса молотков (всего 4, вместо 6), криволинейной формой ножей, наличием вентилятора на отдельном валу, рециркулирующей недоизмельченного продукта. В остальном по устройству и технологическому процессу работы дробилки ДКУ-М и ДКУ-1,0 сходны.

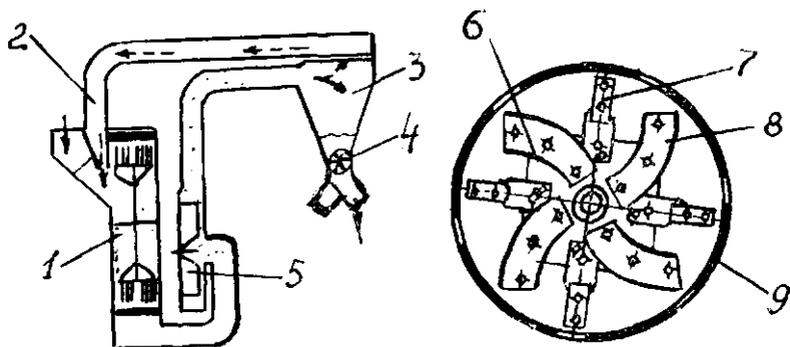


Рис. 30. Схема дробилки кормов универсальной ДКУ-1,0: 1 — камера измельчения; 2 — трубопровод; 3 — циклон; 4 — шлюзовой затвор; 5 — вентилятор; 6 — ротор; 7 — молоток; 8 — нож; 9 — решето.

Модернизированный измельчающий аппарат (рис. 31) погрузчика ПС-5 конструкции ВПИИЖивман, созданный на базе фуражера ФП-1,4, состоит из ротора, с шарнирно подвижными молотками и жестко закрепленными ножами-сегментами (всего 36 чередующихся пар), диски с четырьмя рядами штифтов-противорезов, камеры завихрения.

При погрузке со скирды в прицеп (таким погрузчиком-измельчителем) соломы влажностью 20...24% частиц длиной до 50 мм оказалось до 80...90%; производительность при этом составила 4...5 т/ч. В то же время при погрузке фуражиром ФП 1,4 частиц размером до 50 мм в измельченной массе находится всего 40%.

Кормовую дробилку универсальную КДУ-2,0 (рис. 32) применяют как самостоятельную машину и в поточных линиях кормоцехов для измельчения зерновых кормов, кукурузных початков, жмыха, сена, соломы. Она приводится в действие от электродвигателя мощностью в

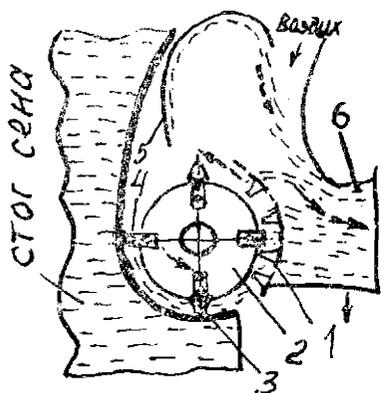


Рис. 31. Схема измельчителя с заборной частью погрузчика-измельчителя ПС-5 конструкции ВНИИживмаш: 1 — дека со штифтами; 2 — ротор; 3 — нож; 4 — молоток; 5 — камера завихрения; 6 — конфузур фуража ФН-1.4.

30 кВт (типа А-ОП2-72-4СХ) или от шкива трактора. Зерно из бункера (рис. 32, б) поступает в камеру молоткового аппарата самотеком; грубые корма — нижним ленточным питающим и верхним цепочно-планчатým транспортерами подаются сначала к ножевому барабану, а затем к молотковому; измельченная масса отсасывается вентилятором и через циклон-успокоитель, шлюзовый затвор и раструбы направляется в мешки или сразу в транспортные средства; рециркуляция происходит через фильтрующий рукав.

Зерновой бункер с магнитным сепаратором и регулируемой заслонкой установлен над верхним окном камеры ножевого барабана.

Предварительное измельчение грубых кормов выполняется с помощью вращающегося ножевого барабана с тремя спиральными ножами и неподвижным противорезом. Окончательное измельчение грубых кормов и непосредственное измельчение зерна выполняет молотковый аппарат, ротор которого имеет восемь дисков и 90 молотков, шарнирно подвешенных на шести пальцах. Молотковый ротор обхватывают верхняя и нижняя гребенчатые деки и решето.

Привод в действие дробильного барабана и вентилятора осуществляется от электродвигателя шестиручьевой клиноремненной передачей, ведомый шкив которой закреплен на конце главного вала. От этого вала одним клиновым ремнем через червячный редуктор приводится в действие шлюзовой затвор. Вал режущего барабана имеет на одном конце муфту предельного момента с двухручьевым шкивом клиноремненной передачи от вала электродвигателя дробилки, на

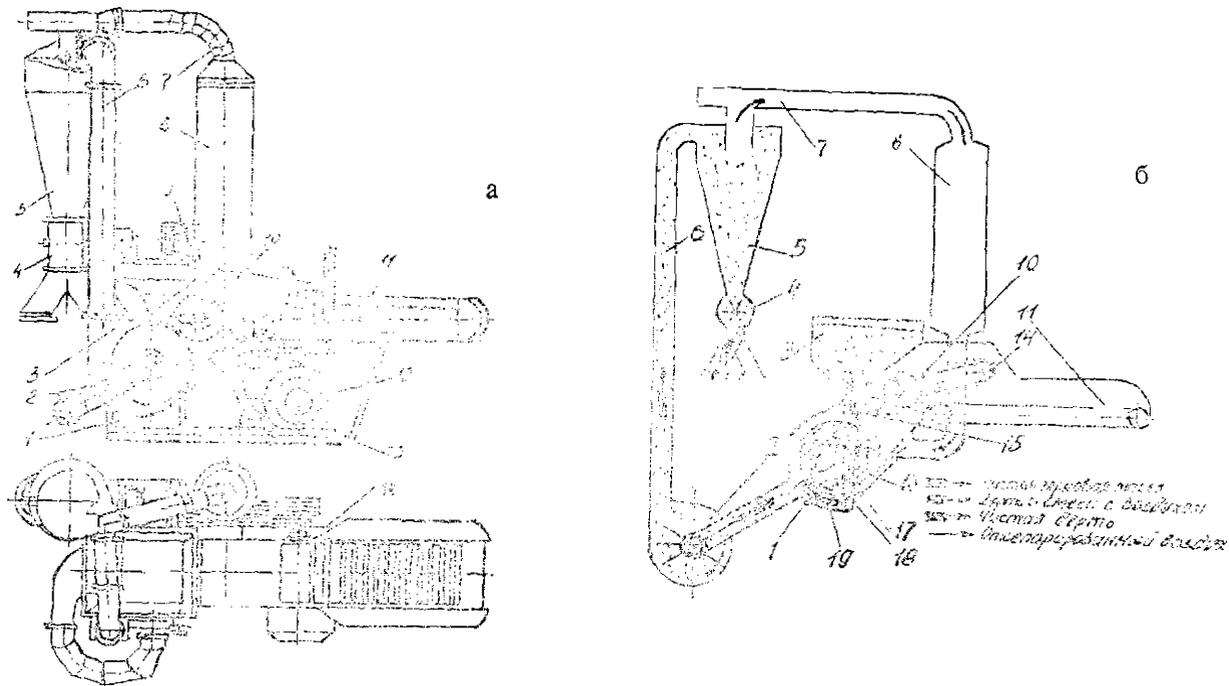


Рис. 32. Общий вид (а) и технологическая схема (б) кормовой дробилки универсальной КДУ-2: 1 — дробильный аппарат; 2 — вентилятор; 3 — загрузочный бункер; 4 — шлюзовой затвор; 5 — циклон; 6 — нагнетательный пневмопровод; 7 — отводящий пневмопровод; 8 — фильтр; 9 — указатель нагрузки; 10 — режущий барабан; 11 — питающий транспортер; 12 — электродвигатель; 13 — рама; 14 — уплотняющий транспортер; 15 — магнитный сепаратор; 16 — молотковый барабан; 17 — молоток; 18 — дека; 19 — решето.

другом конце — ведущую звездочку цепной передачи к редуктору транспортера питателя. Горизонтальный и наклонный транспортеры приводятся в действие цепными передачами от редуктора.

Для измельчения зерна ножевой барабан и питатель отключаются снятием ремней привода (дробилка КДУ-2, в этом случае работает как дробилка КДМ-2, в которой отсутствуют питатель и ножевой барабан). Измельченный корм отсасывается из дробильной камеры в циклон, где корм теряет скорость, отделяется от воздуха, осаждается в нижнюю часть циклона и выводится через шлюзовой затвор в мешки. Воздух частично выходит в атмосферу через матерчатый фильтровальный рукав и по возвратному трубопроводу направляется обратно в дробильную камеру.

Для измельчения початков кукурузы и грубых кормов в камере измельчения устанавливают решето с отверстиями нужного диаметра, подключают привод ножевого барабана и питателя. После включения электродвигателя и достижения рабочей частоты вращения корм загружают на подающий транспортер.

Для измельчения сочных кормов открывают окно в крышке дробильной камеры, снаружи ее устанавливают отрабательный козырек-дефлектор и вместо решета — выбросную горловину. Чтобы избежать засасывания влаги, выделяемой при измельчении сочных кормов, снимают всасывающий патрубок трубопровода вентилятора. Корм подается питателем к режущему барабану, грубо измельчается ножами и отлетает в дробильную камеру, где доизмельчается молотками и ими выбрасывается через выбросную горловину и дефлектор, минуя вентилятор и циклон.

П о г р у з ч и к - и з м е л ь ч и т е л ь ПС-Ф-5 с повышенной степенью измельчения имеет примерно такие же показатели измельчения как и погрузчик ПС-5 конструкции ВНИИживмаш. Основные узлы и детали его заимствованы у фуражиров. Дополнительно установленный на нем молотковый ротор (рис. 33), дека и вспомогательные боковые вентиляторы обеспечивают 3..4-кратное повышение степени измельчения по сравнению с фуражирами. Поэтому после ПС-Ф-5, как и после ПС-5 конструкции ВНИИживмаш доизмельчение соломы не требуется.

По сравнению со стационарными измельчителями суммарные приведенные затраты на погрузку, транспортирование и доизмельчение соломы при использовании навесных погрузчиков измельчителей в 1,5...1,8 раза ниже. Примерно в таких же пределах ниже удельные затраты энергии и труда.

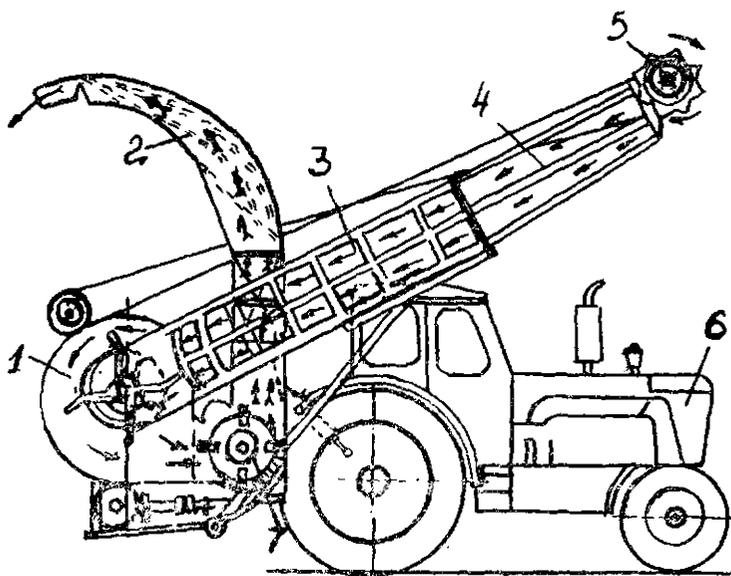


Рис. 33. Погрузчик-измельчитель ПС-5 с повышенной степенью измельчения: 1 — вентилятор-швырялка; 2 — дефлектор; 3 — трубопровод; 4 — конфузор; 5 — фрезбарабан; 6 — трактор МТЗ-82; 7 — молотковый измельчитель.

Опыт ряда хозяйств Эстонии, Киевской, Херсонской, Львовской и других областей, а также ГДР и Чехословакии указывает на целесообразность хранения под навесами и в сараях грубых кормов, измельченных и доставленных погрузчиками-измельчителями. Это позволяет снизить не менее, чем в 1,5 раза затраты энергии на доизмельчение в осенне-зимний период, что указывает на перспективность внедрения погрузчиков-измельчителей грубых кормов [26].

1.2.5. Машины, приспособленные для измельчения рисовой соломы повышенной влажности

В наших хозяйствах большая часть соломы хранится под открытым небом в скирдах. Под действием атмосферных осадков влажность соломы порой достигает до 35...47%. Солому такой влажности, и в особенности рисовую, отличающуюся повышенной эластичностью и прочностью стеблей,

измельчители серийного производства не в состоянии измельчать. Первые же порции влажных стеблей такой соломы наматываются на рабочие органы дробилок и тормозят их до полной остановки.

В Мелитопольском институте механизации сельского хозяйства (МИМСХ) проведены работы [87; 92] по приспособлению серийных конструкций измельчителей-дробилок КДУ-2, ДИС-1, КСХИ, «Волгарь-5» для измельчения соломы повышенной влажности, и в частности, рисовой.

По результатам исследований физико-механических свойств соломы известно, что из всех процессов (изгиб, растяжение, перетираание, срез), используемых в машинах для измельчения, наименее энергоемким является процесс резания. Так, например, если максимальное сопротивление разрыву стебля риса достигает 76Н, то максимальное сопротивление среза не превышает 37Н. Соответственно меньше затрачивается работы на разрушение стеблей резанием, чем на разрыв. Поэтому в дробилках, приспособленных МИМСХом для измельчения влажной рисовой соломы, обычные прямоугольные молотки заменены модернизированными, снабженными режущими элементами. В целях унификации использованы обычные пластинчатые молотки с закрепленными на них стандартными насеченными сегментами жатвенных машин (рис. 34, табл. 3). Основания 3 этих молотков изготовлены из запасных молотков дробилок, путем укорачивания их до требуемой длины. Сегменты 1 скреплены с основаниями 3 молотков с помощью двух заклепок 2. Для предупреждения записания стеблей на молотках элементы сегмента, выступающие за пределы прямоугольного основания, скошены.

С целью приспособления указанных дробилок для измельчения рисовой соломы повышенной влажности, кроме отмеченного изменения конструкции молотков, внесены изменения в конструкции и ряда других узлов.

Табл. 3. Размеры модернизированных молотков

Марка измельчителя	Размеры, мм									
	a	b	c	l	f	h	L	δ	δ ₁	d
КДУ-2	68	16	6	16	25	58	110	4	4	5
ДИС-1М	95	25	12,5	25	45	75	150	5	5	6,5
КСХИ	104	25	12,5	25	25	75	154	10	8	6,5
«Волгарь-5»	80	25	12,5	25	28	75	130	9,5	7,5	6,5
ИРТ-165	103	20	10	25	28	75	163	10	10	6,5

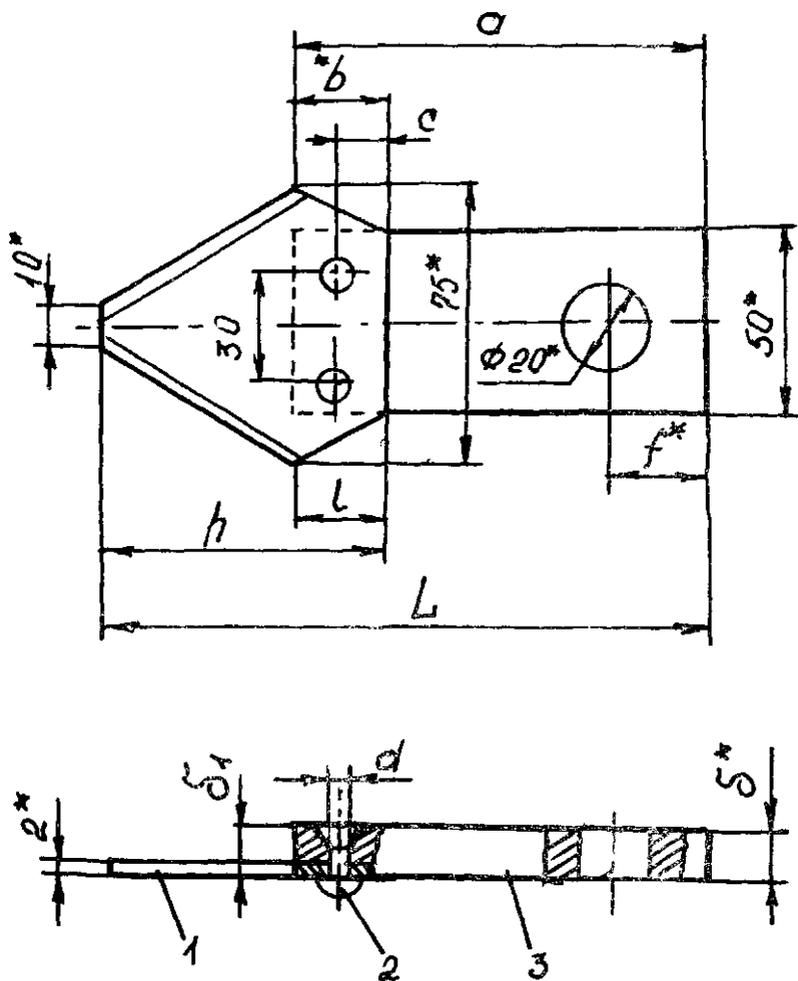


Рис. 34. Молоток модернизированной конструкции — с сегментом:
1 — сегмент; 2 — заклепка; 3 — основание.

* Размеры для справок.

В дробилке КДУ-2,0 (рис. 35) в связи с тем, что во влажной соломе нет пыли, были сняты циклон со шлюзовым затвором, фильтрующий рукав, пневмопровод и вентилятор. Отверстие дробильной камеры, открывшееся при снятии

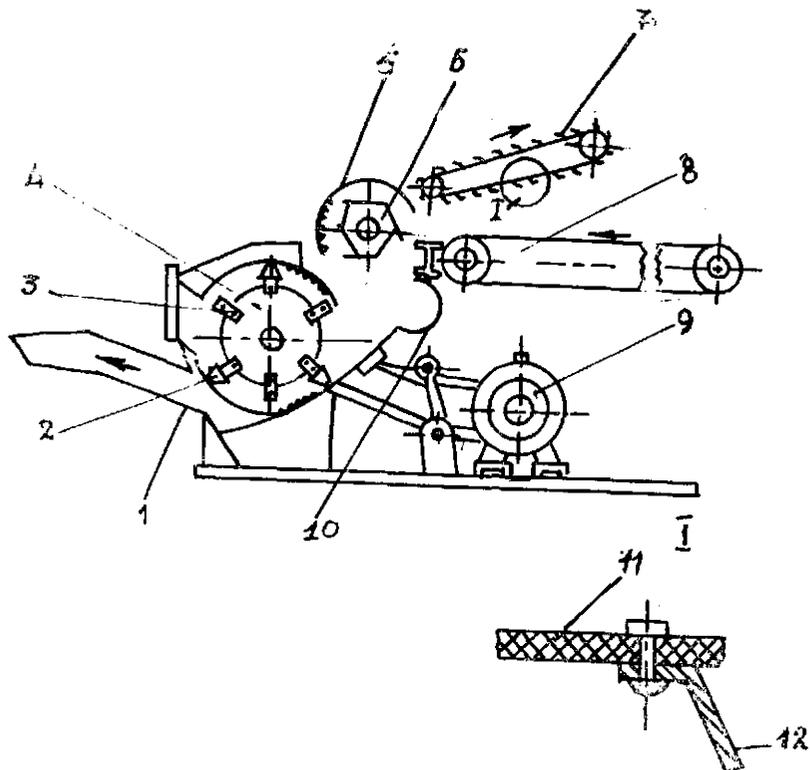


Рис. 35. Схема кормодробилки КДУ-2, приспособленной для измельчения рисовой соломы повышенной влажности: 1 — дефлектор; 2 — молоток с сегментом; 3 — молоток заводского производства; 4 — молотковый барабан; 5 — дека ножевого барабана; 6 — ножевой барабан; 7 — нажимной транспортер; 8 — подающий транспортер; 9 — электродвигатель; 10 — жестяной диск-заглушка; 11 — лента транспортера; 12 — планка ребристая.

пневмопровода, заглушено жестяным диском. Для устранения забивания горловины пришлось, отказавшись от возможности измельчения этой дробилкой зерновых кормов, снять бункер и удалить (вырезать электросваркой) пластину, разделяющую горловину на две части, нижнюю короткую деку дробильной камеры (она короче верхней на 50 мм) переставить вверх, а длинную верхнюю — установить внизу камеры. Вместо решета установлена выбросная горловина, а на люке откидной крышки установлен дефлектор с козырь-

ком. Увеличением окружной скорости вращения ножевого барабана с 9,5 м/с до 16,8 м/с и установкой за ним рифленой деки улучшен процесс резания влажной соломы, исключено наматывание стеблей соломы на режущий барабан, увеличена производительность дробилки и степень измельчения. Скорость вращения ножевого барабана увеличена заменой шкива $\varnothing 410$ мм, шкивом $\varnothing 230$ мм. Корпус деки (рис. 36) для ножевого барабана изготовлен из стального листа. К нему приварены ушки и, изготовленные из проволоки

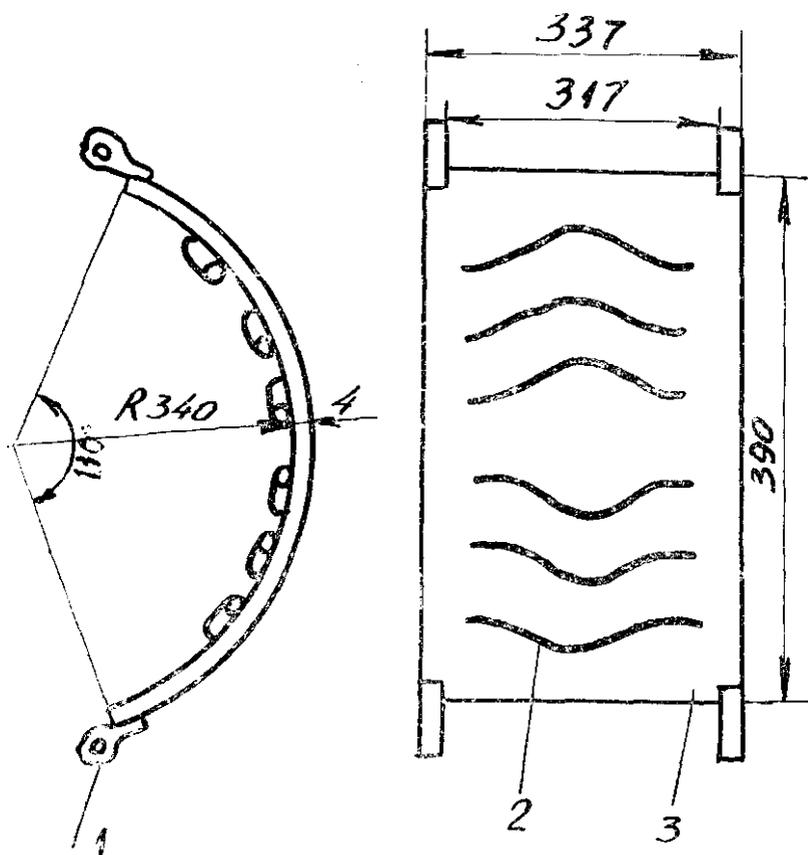


Рис. 36. Дека ножевого барабана: 1 — ушко; 2 — риф; 3 — корпус деки.

Ø8 мм, рифы. На молотковом барабане половина комплекта серийных молотков заменена (рис. 37) молотками модернизированной конструкции.

Часть стеблей даже сухой соломы, попадая в щели между пластинами нажимного (верхнего) транспортера, выпосятся обратно из камеры режущего аппарата и притормаживает нижний транспортер. Для устранения этого пластинчатый транспортер заводского изготовления заменен ленточно-планчатым транспортером (рис. 35), состоящим из прорезиненной ленты с наклепанными на ней стальными ребристыми планками. Для повышения производительности дробилки скорость нижнего транспортера увеличена с 0,22 м/с до 0,75 м/с. Это достигнуто как за счет замены приводного шкива пожевого барабана, так и за счет замены ведущей звездочки с 13 зубьями на звездочку с 25 зубьями у цепной передачи подающего транспортера.

Дробилка-измельчитель-смеситель ДИС-1М, выпускаемая Новгород-Вольским заводом сельскохозяйственных машин, не обеспечивает надлежащего качества измельчения рисовой соломы: в обработанной ими массе содержится до 48% недопускаемых по зоотехническим требованиям частиц длиной более 50 мм (см. табл. 4).

Молотки заводского изготовления измельчающего аппарата ДИС-1М заменены модернизированными.

Установка сегментов на молотках (рис. 34 и рис. 37) существенно улучшила качество измельчения соломы. Испытаниями установлено, что при минимальном зазоре 5 мм (см. рис. 37) между концом режущего сегмента и поверхностью рифлей деки 4 качество доизмельчения рисовой соломы модернизированной дробилкой ДИС-1М соответствует зоотехническим требованиям (см. табл. 4). Производительность дробилки при этом составляет 5 т/ч.

Затраты средств на модернизацию ДИС-1М во много раз меньше затрат на приобретение и установку более совершенных измельчителей-смесителей ИСК-3, к тому же они тоже не измельчают рисовую солому.

Модернизированная ДИС-1М успешно работает на измельчении рисовой соломы в совхозе «Пятиозерный» Красноперекольского района Крымской области.

Испытания двухбарабанного с вращающимся бункером измельчителя грубых кормов, разработанного Кировским сельскохозяйственным институтом (КСХИ) показали, что при измельчении рисовой соломы происходит быстрое забивание решета измельчителя. Поэтому под молотковыми бара-

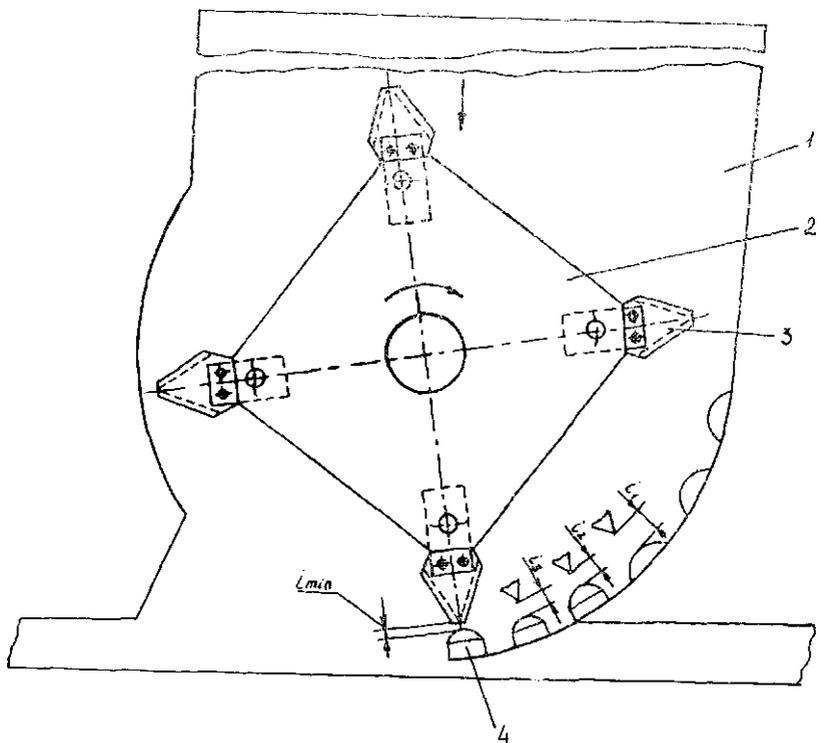


Рис. 37. Схема измельчителя ДИС-1М с молотками модернизированной конструкции: 1 — бункер; 2 — диск ротора; 3 — молоток с сегментом; 4 — дека.

банами были установлены рифленные деки (рис. 38). Расстояние между торцами молотков и поверхностью рифленных дек, замеренное на выходе, также как и у ДИС-1М, равнялось 5 мм.

Измельчитель КСХИ с молотками без режущих элементов, хорошо измельчающий пшеничную и ячменную солому даже повышенной влажности, из-за высокой прочности, вязкости и эластичности рисовой соломы не обеспечивает требуемого качества ее измельчения. Гранулометрический анализ измельченной им рисовой соломы показал, что качество измельчения не удовлетворяет зоотехническим требованиям: в измельченной соломе было всего лишь 38% частиц по массе с оптимальной длиной 30...50 мм и 36% частиц длиной более 50 мм (см. табл. 4).

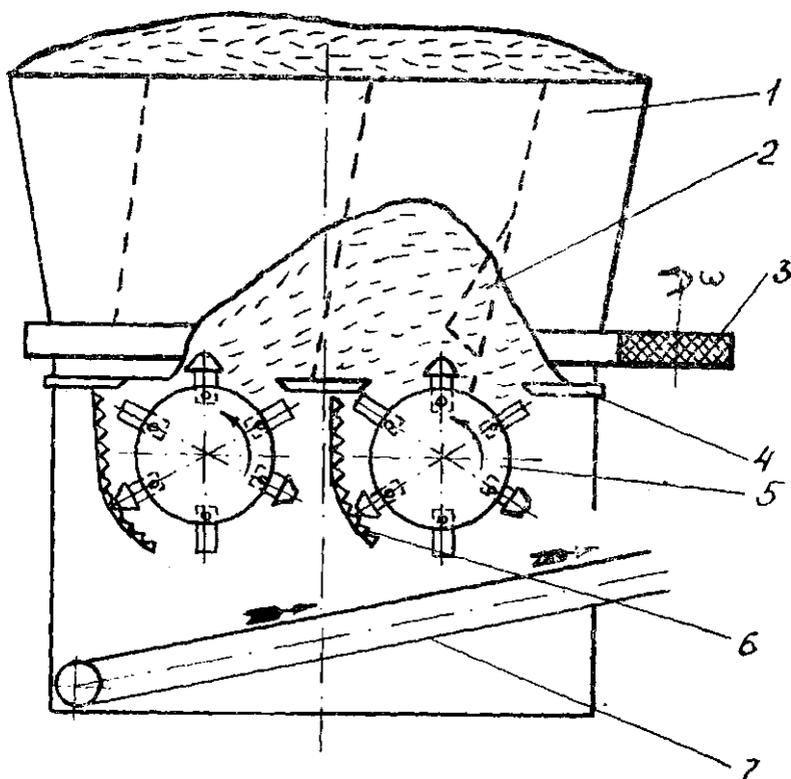


Рис. 38. Схема измельчителя КСХИ с молотками модернизированной конструкции: 1 — бункер; 2 — лонасть; 3 — ролик фрикционного привода бункера; 4 — противорезущая гребенка; 5 — ротор с молотками; 6 — дека; 7 — транспортер отвода измельченной массы.

Основания молотков с режущими кромками (рис. 34 и рис. 38) для модернизированного измельчителя КСХИ были изготовлены из запасных, укороченных для этой цели, молотков дробилки АВМ-1,5. На концах их профрезерованы пазы глубиной 2 мм, шириной 25 мм, и просверлены отверстия $\varnothing 6$ мм под заклепки крепления сегментов.

Использование молотков с сегментами способствовало существенному улучшению качества измельчения и снизило энергоемкость машины.

Были испытаны два варианта роторов измельчителя КСХИ модернизированной конструкции: 1) с тремя комплектами модернизированных молотков; 2) с тремя комплектами

молотков заводского изготовления и тремя комплектами молотков модернизированной конструкции.

Наилучшее качество измельчения (см. табл. 4) получено при втором варианте. В этом случае при влажности соломы $w=31\%$ в измельченной массе содержалось 67% частиц с оптимальной длиной 30..50 мм, а частиц с длиной более 50 мм — всего 7%; при $w=9\%$ содержание частиц оптимальной длины составляло 78%. При частоте вращения бункера 12 мин^{-1} мощность привода измельчителя снизилась примерно на 11,4%.

При установке на роторе всего трех комплектов молотков с сегментами содержание частиц оптимальной длины в измельченной массе получилось примерно такое же, как и в предыдущем варианте, мелких же частиц — гораздо меньше (всего 10% вместо 26%), а содержание частиц длиной более 50 мм увеличилось на 17%. Вместе с тем, достигнуто снижение потребной мощности на 15,7%. При влажностях 9 и 31% производительность измельчителя составила примерно 4,4 и 7 т/ч.

Измельчитель КСХИ с ротором, модернизированным по второй схеме (рис. 38), в настоящее время работает в цехе термохимической обработки совхоза «Герои Сиваша» Краснопереконского района Крымской области.

В модернизированном измельчителе «Волгарь-5» режущий аппарат заменен молотково-режущим. Он состоит из гребенки противореза 1 и барабана (рис. 39). Барабан имеет четыре диска 4, приваренных к валу. На каждом из дисков шарнирно закреплены по 8 молотков с насеченными стандартными сегментами.

Вместо заводской противорежущей пластины установлен гребенчатый противорез, который крепится к корпусу измельчителя винтами. Гребенчатый противорез состоит из стального угольника, к которому приварены кронштейны. Болтами к кронштейнам прикреплены сваренные насеченные сегменты.

В аппарате вторичного резания за второй и восьмой противорежущими пластинами (рис. 39) 10 установлено только два ножа 9 модернизированной конструкции, состоящие из ножей серийного производства и приклепанных к ним насеченных сегментов. Для совмещения плоскостей сегментов с плоскостями ножей на поверхностях последних предварительно выфрезерованы пазы глубиной, равной толщине сегментов.

Работа измельчителя с модернизированными режущими аппаратами испытывалась на измельчении сухой ($w=12\%$)

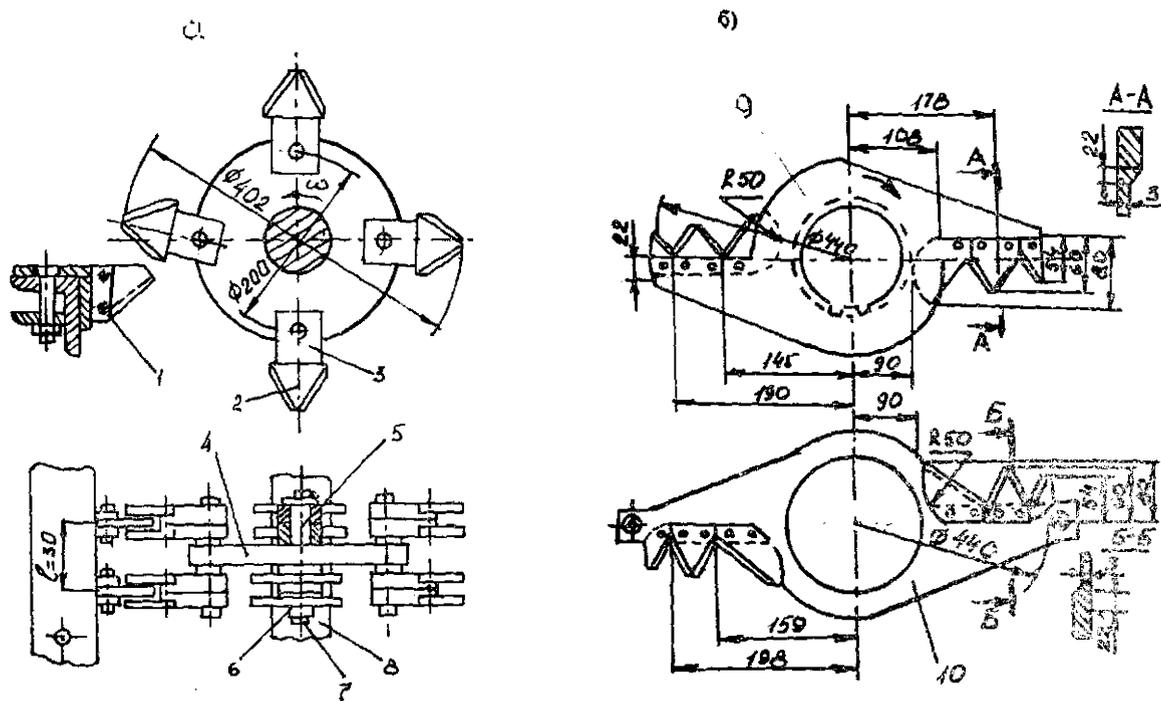


Рис. 39. Схема модернизированных режущих аппаратов первичного (а), ножа и противореза аппарата вторичного (б) резания измельчителя «Волгарь-5»: 1 — противорез; 2 — сегмент; 3 — основание молотка; 4 — диск барабана; 5 — палец; 6 — гайка; 7 — болт; 8 — вал; 9 — вращающийся нож; 10 — неподвижная пластина (нож).

и влажной ($w=45\%$) рисовой соломы при частоте вращения первичного режущего аппарата $n=1000...1500$ мин⁻¹ и частотах вращения вторичного режущего аппарата $n=620...1120$ мин⁻¹. Качество измельчения соломы в указанном диапазоне частот вращения практически не изменялось и соответствовало зоотехническим требованиям, предъявляемым к измельченным грубым кормам.

Производительность модернизированного измельчителя «Волгарь-5» соответствует паспортной, причем энергоемкость снижена примерно в 1,3 раза.

Как установлено проведенными испытаниями применение молотков с сегментами не только улучшает качество измельчения, но и снижает примерно на 20...30% затраты энергии на измельчение.

Противорежущую пребенку модернизированного режущего аппарата «Волгарь-5» можно снять, замесить на ней затупленные сегменты и вновь установить без снятия барабана.

Гранулометрические составы измельченной переоборудованными дробилками массы рисовой соломы приведены в табл. 4.

Модернизация дробилок-измельчителей КДУ-2,0, ДИС-1М, КСХИ и «Волгарь-5» позволяет существенно расширить область применения этих машин и успешно использовать их для измельчения рисовой соломы.

Используя описанный выше опыт МИМСХ, рационализаторы рисосовхоза «Пятиозерный» Красноперского района переоборудовали измельчитель ИРТ-165 для измельчения рисовой соломы [30]. С этой целью демонтировали измельчающий аппарат, разобрали на детали ротор. Из 52 дисков ротора не использовали 21. В каждом из них равномерно по окружности $\varnothing 270$ мм просверлили 8 дополнительных отверстий $\varnothing 22$ мм под укороченные пальцы молотков. На валу 18 ротора установили поочередно диски 16 (рис. 43) и вновь изготовленные дистанционные втулки 17 (длиной по 45 мм). Молотки серийного производства заменили молотками модернизированной конструкции с сегментами (рис. 34). Основание этих молотков изготовлены из разрезанных на две части запасных молотков агрегата АВМ-1,5. Пазы для установки сегментов на основаниях обработаны на фрезерном станке. Молотки с режущими сегментами установлены на пальцах, вставленных в отверстия дисков. Расстояние в 50 мм между лезвиями сегментов молотков одного ряда, 21 мм и 29 мм между смежными рядами сегментов (рис. 40) сохраняется за счет дистанционных втулок, устанавливаемых на пальцах между молотками. От продольных перемещений

Табл. 4. Гранулометрический состав измельчаемой и измельченной модернизированными дробилками рисовой соломы

Марка измельчителя	Масса частиц, % при длине резки, мм						Средняя длина частиц, мм	Степень измельчения	
	0...30	30...50	50...100	100...150	150...200	200...250			250...350
Измельчитель комбайна КДУ-2,0 с тремя молотками заводской и тремя молотками модернизированной конструкции, при влажности $w=45\%$				14	17	18	51	291	
ДИС-1М заводского исполнения, при влажности соломы $w=16\%$	62	25	13	—	—	—	—	29,05	10,02
ДИС-1М с модернизированными молотками, при влажности соломы $w=35\%$	2	50	28	20	—	—	—	66,3	4,3
КСХИ заводского исполнения, при влажности соломы $w=31\%$	6	70	18	6	—	—	—	49,9	5,8
КСХИ с тремя модернизированными молотками на каждом диске ротора, при влажности соломы $w=31\%$	26	38	25	11	—	—	—	51,6	5,6
КСХИ с тремя молотками заводской и тремя молотками модернизированной конструкции, при влажности соломы $w=31\%$	10	66	17	7	—	—	—	49	5,9
«Волгарь-5» с модернизированной первой и второй ступенью, при влажности соломы $w=45\%$	26	67	7	0	—	—	—	36	8,1
	17	78	5	0	—	—	—	37,5	7,76

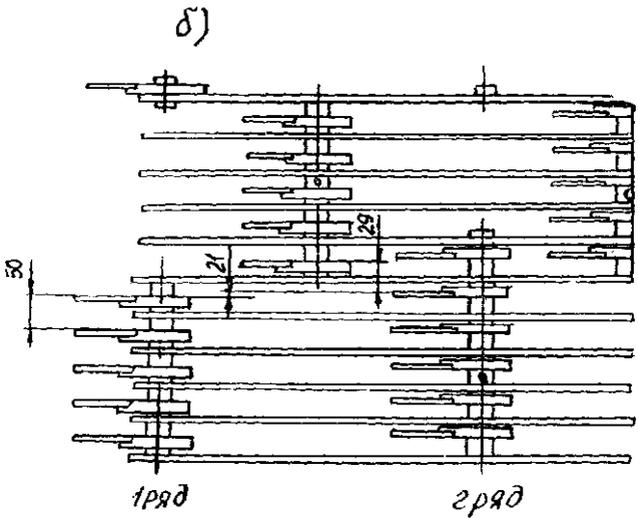
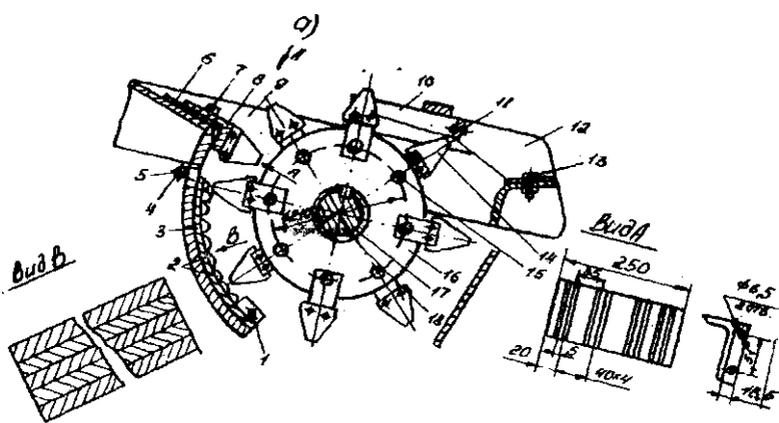


Рис. 40. Схема модернизированного измельчающего аппарата ИРТ-165 (а) и расположения деталей его ротора (б): 1, 7, 11, 13 — болты; 2 — бичи; 3 — дека; 4 — ось; 5 — втулка; 8 — противорез; 9 — днище бункера; 10 — ограничительная гребенка; 12 — удлинитель 14 — сегмент молотка; 15 — палец; 16 — диск; 17 — распорная втулка; 18 — вал ротора.

пальцы фиксируются шпильками. Смежные ряды пальцев смещены по окружности дисков на одно отверстие. Такое расположение пальцев позволяет с минимальными затратами труда заменить любой молоток с изношенным лезвием или поменять местами молотки смежных рядов для использования неизношенных лезвий сегментов.

Начальное измельчение стеблей соломы здесь выполняется с помощью сегментов, установленных на молотках и противорезах.

Окончательное измельчение и расщепление стеблей соломы производится с помощью молотков и рифленой деки.

Противорез составлен из четырех одинаковых секций с пятью сегментами на каждом из них. К корпусу секции 8, изготовленному из уголка, приварены кронштейны с предварительно просверленными отверстиями ($\varnothing 3,5$ мм) для болтов крепления (М-6) на них сегментов противорезов. Такое крепление сегментов позволяет без особых затруднений заменить их при износе новыми.

Для изготовления деки 3 использована часть решета (заводского изготовления) молотковой камеры. К ней приварены 9 бичей от барабана зерноуборочного комбайна, ушко для болта 1 и втулка 5 оси 4 шарнирного крепления деки к корпусу дробильной камеры. Рифли смежных бичей (рис. 40, вид В) расположены под углом друг к другу.

Над каждым четвертым диском ротора, начиная отсчет со второго, установили пластины ограничительной пребенки 10, соединенной болтами 11 с удлинителем 12 днища бункера 9.

Переоборудованный описанным способом измельчитель ИРТ-165 удовлетворительно измельчает влажную рисовую солому при меньших затратах энергии. При этом ротор его на 170 кг легче заводского.

Предложенное работниками МИМСХ переоборудование дробилок-измельчителей КДУ-2, ДИС-1М, КСХИ, «Волгарь-5», ИРТ-165 можно провести в условиях мастерской совхоза и колхоза и не связано с затратами больших средств и времени.

Затупившиеся в процессе эксплуатации измельчителей сегменты можно перевернуть и использовать вторично, а затем заменить новыми.

1.2.6. Поточные технологические линии измельчения грубых кормов

Отдельно устанавливаемые измельчители применяют только в мелких хозяйствах. Для крупных животноводческих ферм измельчители используют в комплексе оборудования, объединенных в поточные технологические линии (ПТЛ). ПТЛ для измельчения кормов выполняет ряд таких последовательных взаимосвязанных операций: забор, погрузку, транспортировку, подачу, доизмельчение накопления и дозирования. Схемы основных ПТЛ, используемых для измельчения грубых кормов на фермах с поголовьем 400...800...1200...2000 коров, а также с большим поголовьем, показаны на рис. 41, а, б, в, г.

По схеме 41, а неизмельченные (тюкованные или рассыпные) корма погрузчиками ПЭ-0,86 или ПФ-0,5 загружаются непосредственно во вращающийся конический бункер дробилки-измельчителя ИРТ-165, обечайки которого, вращаясь, направляют массу по ребрам неподвижного днища на ротор. Вращающиеся вместе с ротором молотки измельчают корма и выбрасывают сечку через отверстия решета на выгрузной транспортер, и затем — в весовой бункер-дозатор Д-40 линии смешивания кормов.

Согласно схеме 41, б слой грубых кормов фрезбарабанным погрузчиком ПСК-5 отделяют от сирды, грузят в прицеп кормораздатчик КТУ-10А, оборудованный сетчатой крышей и надставными бортами. Загруженный предварительно измельченной соломой (содержащей 40...50% частиц длиной до 50 мм) кормораздатчик трактором подвозят к площадке, на которой установлен измельчитель ИГК-30Б (или ИГК-30Б-1). Включают в работу ИГК и выгрузные транспортеры кормораздатчика, предварительно установленного над подающим транспортером измельчителя. Измельченные корма по трубопроводу измельчителя поступают в циклон и далее в бункер дозатора БДК-Ф-70 или БДК-1,0.

По схеме 41, в грубые корма в тюкованном или рассыпном измельченном виде погрузчиком ПЭ-0,86 или ПФ-0,5 загружаются в прицеп 2ПТС-4-887А, доставляются к площадке расположения питателя ПЗМ-1,5М и выгружаются на поток питателя. При подъеме загруженного лотка, солома под действием собственной массы опускается на начало конвейера питателя ПЗМ-1,5М. Движущееся с заданной скоростью полотно конвейера подает солому к режущим и отбойным битерам, где она частично измельчается (на фракции 130...180 мм) и разрыхляется. Затем поступает на вин-

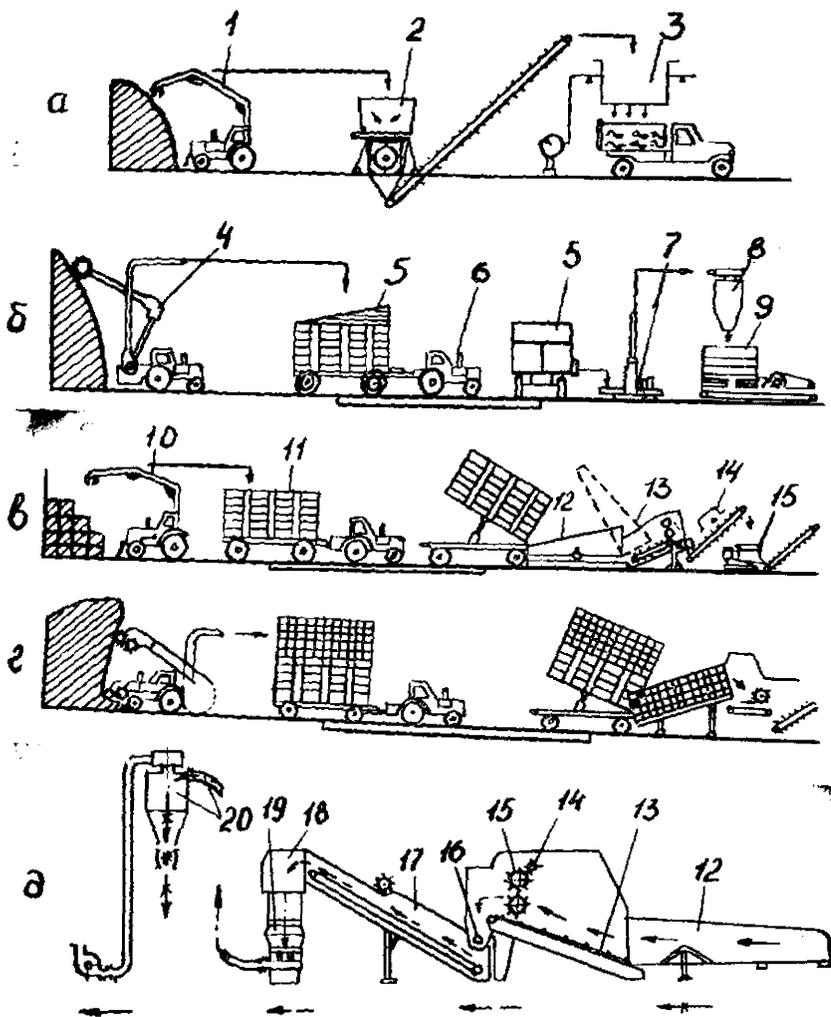


Рис. 41. Схемы поточных линий для измельчения грубых кормов с использованием: а — измельчителя ИРТ-165; б — измельчителя ИГК-30Б; в и д — измельчителя-смесителя ИСК-3; г — погрузчика-измельчителя ПС-5; 1 — погрузчик ПЭ-0,8Б; 2 — дробилка-измельчитель ИРТ; 3 — весовой дозатор; 4 — погрузчик ПСК-5; 5 — кормораздатчик КТУ-10; 6 — трактор МТЗ-30; 7 — измельчитель ИГК-30Б; 8 — циклон ЦОВ-6; 9 — бункер-дозатор ВДК-Ф-70-20; 10 — погрузчик ПЭ-0,8Б; 11 — прицеп 2ПТС-4-887А; 12 — лоток питателя загрузчика; 13 — конвейер; 14 — битер; 15 — режущий барабан; 16 — шнек; 17 — питатель-загрузчик с транспортером; 18 — головка транспортера с выделителем тяжелых предметов; 19 — измельчитель-смеситель ИСК-3; система пневмотранспорта; 20 — погрузчик-измельчитель ПСК-5.

товой транспортер ПЗМ-1,5М, который перемещает ее на транспортер-дозатор АВВ-0,4.00, снабженный счесывающим барабаном. Отдозированная масса подается на ножевой измельчитель ИСК-3, доизмельчается и лопастями швырялки отводится через выгрузную горловину на выгрузной транспортер.

Устройство системы подачи соломы к измельчителю ИСК-3 более наглядно представлено на схеме линии измельчения соломы ЛИС-3-1 (рис. 41, д). Схема ЛИС-3-1 от предыдущей схемы (рис. 41, г) отличается наличием отделителя тяжелых предметов 19 и системы пневмотранспорта 20.

Измельчители различных конструкций также используются в технологических линиях для химической обработки соломы ЛОС-1 и др., которые входят в состав по производству рассыпных, брикетированных или гранулированных кормосмесей (см., например, [38]).

Следует иметь в виду, что работа любой поточной линии может быть наиболее эффективной при условии равенства производительности всех последовательно соединенных машин. При сохранении этого условия производительность ПТЛ равна производительности любой из машин, входящих в состав этой линии. При нарушении этого условия производительность ПТЛ определяется по производительности лимитирующей машины, а производительность остальных машин используется не полностью.

Предпочтительной схемой следует считать ту, которая обеспечивает минимальные суммарные затраты средств на единицу продукции (см. § 1.3.4) в заданных условиях хозяйства.

При окончательном выборе схемы следует также учитывать наличие имеющегося в хозяйстве оборудования и затраты труда на выполнение работы.

1.3. ПАРАМЕТРЫ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ КОРМОВ

Под параметрами измельчителей, как и любой машины, понимают количественные характеристики (или показатели), определяющие ее технические, эксплуатационные и технологические возможности. К важнейшим параметрам измельчителей следует отнести характеристики экологических свойств, свойств безопасности и безвредности использования машины. К главным параметрам — качество измельчения, производительность и суммарные затраты средств на измельчение единицы массы корма.

1.3.1. Экологические свойства, свойства безопасности и безвредности измельчителей

Свойства экологические, безопасности и безвредности относятся к важнейшим, так как любые машины с неудовлетворительными показателями этих свойств не должны допускаться к их производству и эксплуатации.

Основным экологическим показателям измельчителей листостебельных кормов следует отнести содержание вредных примесей — пылевидных частиц, выбрасываемых в окружающую атмосферу, и звуковые воздействия. Учет этих экологических показателей при оценке конструкций измельчителей на этапах их проектирования, производства, испытания и эксплуатации должен обеспечить уровень вредных воздействий на окружающую среду в пределах, установленных соответствующими нормативно-техническими документами.

Проектирование, изготовление и эксплуатацию измельчителей, как и всей системы машин кормоцехов с целью охраны атмосферы и почвы от загрязнений необходимо проводить в соответствии с «Рекомендациями по расчету уровня загрязнения атмосферного воздуха животноводческих комплексов (1979 и последующих годов)». Разработаны также предельные нормы шума, издаваемого машинами. Так, например, для зубчатых редукторов приводятся [81] следующие нормы шума (см. табл. 5).

Табл. 5. Норма шума для редуктора

Оценка	Шум, дБ при окружных скоростях шестерен, м/с		
	50...65	66...89	81...90
Отлично	80...85	85...90	90...95
Хорошо	86...90	91...95	96...100
Удовлетворит.	91...95	96...100	101...105

Для уменьшения количества пылевидных частиц, выбрасываемых в атмосферу измельчителями, применяются специальные матерчатые фильтры, а для уменьшения шума — установка измельчителей на упругих (например, резиновых) прокладках.

Учет свойства безопасности и безвредности необходим для обеспечения безопасности и безвредности операторов, обслуживающих эти машины, от механических, электрических, тепловых воздействий, от загрязнения воздуха, а также от акустических шумов.

При оценке качества конструкций машин и оборудования с учетом показателей безопасности необходимо исходить из требований и норм, установленных государственными стандартами, стандартами СЭВ и других нормативно-технических документаций.

Все вращающиеся рабочие органы должны быть сбалансированы. Все подвижные детали и узлы, а также горячие поверхности, токоведущие элементы, ямы, люки, должны быть надежно ограждены.

Особое значение имеют свойства электробезопасности. Поражение электрическим током обслуживающего персонала может произойти вследствие замыкания фазного провода; обрыва нулевого провода в сети 380/220 В; выноса потенциала по нулевому проводу из сети 6...35 кВ; при замыкании фазного провода на корпус электродвигателя; при ошибочном подключении к корпусам электродвигателя фазного провода вместо нулевого и др.

Для обеспечения условий электробезопасности применяют защитное заземление и зануление. Заземляющие устройства могут быть выносными или контурными, когда заземлители располагаются по контуру вокруг заземляющего оборудования.

Металлические части электроустановок должны быть присоединены к нулевому проводу сети 380/220 В. В цепи нулевых проводов не должно быть разъединяющих приспособлений.

Для защиты от поражения током в случае касания токоведущих частей или корпусов электроустановок, оказавшихся под напряжением, необходимо устанавливать устройство защитного отключения типа З ОУП-50 или РУД-024, реагирующие на утечки тока.

1.3.2. Показатели качества измельчения кормов

Эффективность используемого корма для животных существенно зависит не только от состава, но и от качества измельчения компонентов корма. Поэтому качество измельчения является одним из основных показателей оценки, имеющих решающее значение при выборе типа и конструкции измельчителя.

По требованиям некоторых ГОСТ качество измельчения оценивают суммарным содержанием (в долях или %) в измельченной массе частиц, линейные размеры которых не превышают заданного предела. Так, например, по ГОСТ 2337—79 и ГОСТ 192 24—73 стебли и листья растений для приготовления сенажа и травяной муки должны измельчаться на частицы длиной до 30 мм и количество таких частиц должно составлять не менее 80% от всей массы. Однако известно [16], что в измельченной массе нежелательно содержание не только плохо поедаемых животными крупных частиц, но и избыточно измельченных, вызывающих снижение привеса животных, снижение удоев и жирности молока. Вместе с тем при избыточном измельчении снижается производительность, увеличивается энергоемкость и износы измельчителя. Поэтому до настоящего времени наиболее принятым показателем качества измельчения кормов считается их гранулометрический (фракционный) состав, представляемый в виде статистической совокупности 5...9 классов частиц с размерами, находящимися в заданных пределах.

По ОСТ 70.19.2—83 для гранулометрического анализа измельченного листостебельного корма его пробу разделяют по длине частиц на 5 классов: до 20, 21...30, 31...40, 41...50 и свыше 50 мм. Фракционный состав позволяет определять средневзвешенную длину частиц, степень измельчения корма, показатель степени равномерности, содержание частиц с оптимальной длиной. Без подробного гранулометрического анализа измельченных кормов невозможно проведение ряда зоотехнических исследований, исследование рабочих процессов кормозаготовительных машин, а также научно обоснованных расчетов [53] эффективности измельчения кормов. Вместе с тем, для животноводов и эксплуатационников измельчителей подробный фракционный состав содержит избыточную информацию, затрудняющую наглядное представление о качестве измельчения. К тому же, проведение такого анализа требует больших затрат времени. Вполне естественно стремление разработать показатель качества измельчения с меньшим объемом информации.

Оценку качества измельчения стебельных кормов и пригодности измельчителя для выполнения технологического процесса в соответствии с зоотехническими требованиями

ОСТ 70.192—83 [42] предлагает проводить по показателю качества

$$k = \frac{S_D \sum_{l_1}^{l_2} G_i}{S_o \sum_0^l G_i} \quad (1)$$

где S_D — допустимое отклонение средней заданной длины частиц для животных* (для КРС — 15 мм, овец — 5 мм);

$$S_o = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (l_s - l_i)^2 G_i}{\sum_{i=1}^n G_i}} \quad \text{— среднее квадратическое отклонение среднего размера } l_i \text{ частиц фракции, имеющей массу } G_i, \text{ от средневзвешенного размера } l_s \text{ частиц всей навески (пробы);}$$

$$\sum_{l_2}^{l_1} G_i \quad \text{— масса фракции требуемого размера, г;}$$

$$\sum_{i=1}^n G_i = \sum_0^l G_i \quad \text{— общая масса пробы, г.}$$

Нетрудно видеть, что показатель k представляет собой произведение двух критериев:

$$k_{од} = \frac{S_D}{S_o} \quad \text{и} \quad k_{онм} = \frac{\sum_{l_1}^{l_2} G_i}{\sum_0^l G_i} \quad (2 \text{ и } 3)$$

где $k_{од}$ — критерий, показывающий какую долю от действительного среднего квадратического отклонения S_o составляет допустимое отклонение S_D длин частиц;

* Это следовало сформулировать точнее: S_D — допустимое отклонение длин частиц от средней длины, заданной (вернее — оптимальной) по зоотехническим требованиям.

$k_{\text{опт}}$ — критерий, показывающий, какую долю от общей массы $\sum_0^1 G_i = m$ всей навески составляет масса $\sum_1^1 G_i = m_{\text{опт}}$ частиц с требуемой (или оптимальной) длиной и который правомерно назван Элли А. Я. и Ермичевым В. А. [80] показателем качества измельчения.

Физическая суть показателя $k_{\text{опт}}$ ясна, она легко формулируется и представляется. В связи с тем, что величина S_0 определяется как среднеквадратическое отклонение (по сути как модуль действительного отклонения) от средневзвешенной длины частиц всей массы, а величина S_D — как допустимое отклонение от заданной (требуемой, оптимальной) длины частиц, физическую суть критерия $k_{\text{од}}$ трудно уяснить. Еще труднее уяснить себе физическую суть показателя k , представляющего собой, как отмечено выше, произведение показателей $k_{\text{од}} \cdot k_{\text{опт}}$. Этим можно объяснить, что И. И. Мейлахс, впервые предложивший использовать этот показатель для оценки измельчения сочных кормов, назвал вначале [32] показателем качества, а затем [33] коэффициентом однородности. Аналогично поступил и Е. И. Резник, предложивший вначале [54, 56] k как показатель качества измельчения грубых кормов, а затем, даже после введения этого показателя в ОСТ 70—19.2—83*, представил его [58] в качестве показателя однородности измельчения. Если с большой натяжкой назвать $k_{\text{од}}$ показателем однородности, то k следовало бы назвать обобщенным показателем качества и однородности. Но суть дела не в названии. Основная суть в том, что до последнего времени экспериментально не выявлена закономерность влияния изменений показателя k на усвояемость корма и продуктивность животных. Да и вряд ли такая закономерность может быть установлена в связи с тем, что физиологическое воздействие на животных доли частиц оптимальной длины в общей массе корма и неравномерность длин частиц неравнозначно. Вызывает сомнение возможность применения этого показателя и большое расхождение численных значений k , приводимых [58] для различных дробилок, получивших в наших хозяйствах достаточно широкое применение. Так, например, для дробилки ИГК-30Б показатель $k = 0,21$, а для дробилки КДУ-2(10) — $k = 0,0055$. Трудно поверить, что качество измельчения

* В разработке этого ОСТ [42] принимал участие и Е. И. Резник.

дробилки КДУ-2 в $(0,21:0,0055)=38$ раз хуже, чем у ИГК-30Б.

В ОСТ 70-19.2—83 приведено значение допустимого отклонения S_D средне заданной длины частиц, значений же пределов l_1 и l_2 оптимальных длин частиц грубого корма нет. Имеющиеся же в различных литературных источниках указания о размерах l_1 и l_2 (см. табл. 6), настолько разнообразны, что лишают возможности правильно их выбрать и правильно рассчитать значения показателей $k_{\text{опт}}$ и k . Соответственно в рассматриваемом ОСТ'е, нет и рекомендуемых для вновь разрабатываемых конструкций дробилок значений k . Поэтому вместо рекомендуемых значений k , даже через два года после разработки этого ОСТА, приводятся [58] рекомендуемые диаграммы распределения частиц измельченной соломы по трем фракциям: фракций с оптимальными длинами частиц, с частицами длиннее и короче оптимальных. К сожалению эти диаграммы приведены без всяких обоснований и ни одна из существующих конструкций измельчителей не соответствует этим рекомендациям.

Табл. 6. Пределы оптимальной длины частиц измельченной соломы, сена и других листостебельных кормов, рекомендуемые различными литературными источниками

Назначение	Пределы оптимальной длины, $l_1 \dots l_2$, мм	Номер литературного источника по библиографическому списку
Рассыпные корма для КРС	40...50	[5]; [23]; [35]
	30...50	[16]; [58]
	20...50	[54]; [56]
для лошадей	30...40	[35]
для каракулевых овец	3...9	[35]
для прочих овец	5...10	[35]
для молочного КРС	30...50	[47]
для откормочного КРС	10...30	[47]
для приготовления брикетов	8...30	[56]; [76]
	8...22	[58]
	7...15	[56]
для гранул		
При измельчении зеленой массы и силоса	до 5	[76]
	до 10 не менее 70 %	[38]
	до 40 не более 50 %	[38]

Приведенное выше позволяет считать, что ОСТы на показатели качества измельчения стебельных кормов должны быть улучшены. Следует отказаться от введенного в ОСТ 70-19-2—83 обобщенного показателя качества и однородности измельчения, качество измельчения оценивать показателем

$$k_{onm} = \frac{\sum_{l_1}^{l_2} G_i}{\sum_0 G_i} = \frac{m_{onm}}{m}, \quad (3)$$

а степень однородности измельчения оценивать отдельно с помощью имеющегося в этих ОСТах коэффициента вариации

$$\nu = \frac{S_0}{I_s}, \quad (4)$$

где I_s — средневзвешенный размер частиц навески.

Для обеспечения возможности практического использования этих показателей в ОСТ следует ввести рекомендуемые зоотехническими требованиями для различных животных значения пределов оптимальных длин l_1 и l_2 измельченных частиц, рекомендуемое для разрабатываемых конструкций измельчителей значения коэффициента качества k_{onm} измельчения, коэффициента вариации ν , а также значения предельно допускового содержания в измельченной массе частиц длиной $l_{min} \leq 6,5$ мм, которые, как известно [16], могут вызвать травмирование желудка и существенное снижение продуктивности крупного рогатого скота. На поедаемость и усвояемость стебельных кормов оказывает большое влияние также и степень расщепления стеблей. Поэтому в ОСТ следует ввести и рекомендуемые значения (0,85...0,95) коэффициента расщепления k_p , который целесообразно определять как доля расщепленных частиц не от всей массы*, а только массы частиц оптимальной длины.

* Так обычно рекомендуют [17] определять k_p . Если же k_p определять как долю от массы частиц оптимальной длины, то произведение $k_{onm} \cdot k_p$ приобретает физический смысл обобщенного показателя, характеризующего содержание расщепленных частиц оптимальной длины в массе пробы.

В связи с тем, что до настоящего времени у нас нет стандартов, регламентирующих все условия проведения испытаний измельчителей, а данные о фракционном составе измельченных кормов, приводимые в различных литературных источниках, не совпадают (к тому же для многих из существующих конструкций измельчителей такие данные еще не опубликованы), определить показатели качества измельчения для многих из существующих конструкций измельчителей невозможно [85].

Ниже в табл. 7 (по данным Г. Кукта [27]) приводится фракционный состав соломы и сена, измельченных некоторыми из конструкций измельчителей.

В табл. 8 приводится для части этих измельчителей комплекс показателей качества измельчения грубых кормов. Значение этих показателей приводится по данным Е. И. Резника и С. В. Рыжова [58]. Здесь значения показателя k (по ОСТ 70.19.2—83) подсчитаны применительно к КРС, для которого допустимое отклонение средней заданной длины измельченных частиц принято $S_D=15$ мм, а предельные значения оптимальной длины частиц $l_1=20$ мм, $l_2=50$ мм. Показатель качества $k_{\text{опт}}$ подсчитан авторами книги только для тех измельчителей, которые обеспечивают средневзвешенную длину частиц не ниже $l_s=20$ мм. Данные об этой длине частиц и о степени расщепления, приведенные в табл. 8, не совпадают с приведенными в табл. 7. Не совпадают эти данные и с приведенными (см. табл. 9) Г. А. Дедаевым и Н. В. Насоновым [17]. Данные табл. 9 составлены, по-видимому, по результатам измельчения различными измельчителями стеблей с одинаковой усредненной длиной L_s . Она определена нами как произведение усредненной длины частиц измельченной массы l_s на степень измельчения λ : $L_s=l_s\lambda$. Таким образом, здесь сохранено одно из обязательных условий сопоставимости оценок различных конструкций измельчителей.

1.3.3. Показатели производительности измельчителя

К показателям производительности дробилок можно отнести производительность за час рабочего времени, сменную производительность, годовую производительность машины.

Сменную производительность $Q_{\text{см}}$ можно определить как произведение часовой производительности $Q_{\text{ч}}$ за час работы.

Табл. 7. Фракционный состав измельченной соломы и сена (по [27])

Марка измельчителя	Влаж- ность соломы, сена, %	Количество частиц, %, размером, мм					Средний размер, [s, мм	Степень расщеп- ления, кр
		до 10	11...30	31...50	51...100	101 и более		
Солома								
Измельчитель ИРТ-165	14,0	26,5	55,0	11,0	5,5	2,0	23	0,94
Измельчитель ИРТ-80	29,4	30,3	48,4	9,4	9,8	2,1	22	0,91
Дробилка ДКМ-5	16,0	15,5	25,8	39,5	19,2	—	40	1,00
Измельчитель ИГК-30Б	13,1	18,7	44,7	23,4	8,4	4,8	32	0,90
Измельчитель зернокомбайна ИСК-3,5А	10,0	10,6	12,2	12,6	29,0	35,6	84	0,61
Погрузчик-измельчитель ФН-1,4М	19,1	18,6	41,2	26,4	9,6	4,2	31	0,92
Измельчитель-смеситель ИСК-3	15,2	27,0	34,9	19,1	16,3	2,7	29	0,88
Дробилка КДУ-2	13,0	97,6	2,3	0,1	—	—	5,3	0,99
Дробилка агрегата СБ-1,5	3,5	99,3	0,6	0,1	—	—	4,8	0,999
Сено								
Дробилка ДКМ-5	15,6	35,5	39,9	17,8	6,8	—	18,4	1,00
Дробилка КДУ-2	7,6	44,8	26,4	11	17,8	—	22,1	1,00

Табл. 8. Показатели работы измельчителей грубых кормов (составлены с использованием [58])

Марка измельчителя	Диаметр отверстия решета, мм	Средне-взве- шенная длина частиц, l_s , мм	Степень измель- чения, λ	Средневзвешен- ная длина из- мельчаемого материала, $L_s = \lambda l_s$, мм	Коэффициент вариации $\gamma = \frac{s_0}{l_s}$	Показатель качества измельчения		Степень расщепле- ния, K_p
						k по ОСТ 70.19.283	$K_{\text{опт}}$	
Измельчитель ИРТ-165	20	8,6	7,65	65,8	0,778	0,050	0,11*	0,94...0,975
Измельчитель ИРТ-165	50	16,9	3,91	66	0,747	0,12	—	0,90...0,936
Измельчитель ИРТ-165	75	25,6	2,57	65,8	0,692	0,13	0,277	0,88...0,931
Измельчитель ФГФ-120 м	16	10	5,35	53,5	0,765	0,055	—	0,93...0,963
Измельчитель ФГФ-120 м	26	10,9	4,86	53	0,757	0,060	0,264	0,99...0,931
Измельчитель ИРМА-15	—	25,6	2,6	66,6	0,610	0,23	0,334	0,87...0,95
Измельчитель ИГК-30Б	—	20,6	2,7	55,6	0,636	0,21	0,234*	0,824...0,966
Дробилка КДУ-2	10	5,36	45,38	243,2	0,849	0,0055	—	0,99
Дробилка КДУ-2	20	5,5	9,6	52,8	0,761	0,020	—	0,99...0,992
Оптимальный уровень для КРС	—	40	2,5...9					0,85...0,90

Марка измель- чителя	Диаметр отверстия решета, мм	Влажность w, %	Производительность Qч, т/ч	Мощность двигателя		Энергоемкость про- цесса $q_{эл} = \frac{P_{*}}{Qч(\lambda-1)}$, кВт·ч/т	Показатели оптимизации по ОСТ 70.19,2—83 $\eta = q_3 / k$, кВт·ч/т	обобщенный энерго- емкости и качества $q_{эк} = q_{эл} / k_{опт}$, кВт·ч/т	Масса измель- чителя, М, кг	Удельная материалоемкость, $m = M/Qч$, кг·ч/т	Число обслуживаю- щих рабочих, n _p	Удельные затраты ручного труда, $\tau_p = n_p/Qч$, чел·ч/т
				общая P, кВт	удельная, $q = P/Qч$, кВт·ч/т							
ИРТ-165	20	18...35	6,3...16	160	10...25,4	3,3	1898	4186	262...664	2	0,125...0,317	
ИРТ-165	50					5,07	128					
ИРТ-165	75					5,22	63	18,84				
ФГФ-120М	16	22,8	1,46...2,5	51,5	11,1...28,1	3,97	314	1830	1253...732	2	0,8...1,37	
	26					2,95	190	10,6				
ИРМА-15		35...51	2,5...6,5	40	6,2...16	4,89	34	910	303...1138	1	0,154...0,4	
ИРМ-50		35...51	30...32	90	2,8...3			2444	76,4...81,5	1	0,031...0,033	
ИГК-305		13...28,8	0,8...3,0	30	10...37,5	5,65	45,8	1350**... ...2100	450...1690**	2...4	0,67...5	
КДУ-2	10	13...15	0,53...1,0	30	30...50,7	1,12	3971	1300	1300...2452	2	2...3,77	
КДУ-2	20					2,75	1364					

* Здесь принято $\frac{P}{Qч} = \eta/k$, т. е. те значения, по которым найдены [58] значения η .

** Верхние значения для стационарного, нижние для передвижного измельчения ИГК-305.

Табл. 9. Показатели работы измельчителей (по [17])

Марка измельчителя	Средневзвешенная длина измельченных частиц l_s , мм	Степень измельчения, λ	Средневзвешенная длина измельчаемых частиц, $L_s - \lambda l_s$, мм	Коэффициент вариации, $v = \frac{S_0}{l_s}$	Показатель качества измельчения, k по ГОСТ 70.19.2—83	Степень расщепления, k_p	Удельная энергоемкость, q_9 кВт·ч/т	Энергоемкость, проц. $\frac{1 - \eta}{ch} = \eta h$	Показатель оптимизации по ГОСТ 70.19.2—83, $\eta = \frac{q_9}{\lambda}$, кВт·ч/т
ИРТ-165	52,0	5,1	265	0,74	0,23	0,50	6,9	1,68	50,8
ИРМА-15	21,0	12,5	262	0,69	0,17	0,95	5,4	0,47	34,2
ДКУ-1	22,8	2,2	50,2	0,74	0,19	1,00	3,4	2,83	17,9
ИГК-30Б	10,0	26,3	263	0,71	0,17	0,90	26,0	1,03	170,0
ИСК-3	37,0	7,1	263	0,78	0,16	0,90	10,1	1,65	70,1
	60	4,4	264	0,75	0,045	0,80	6,7	1,96	186,0
	44,1	1,1	48	0,90	0,109	0,50	2,0	20,0	36,0
«Волгарь-5»	11,2	23,5	263	0,69	0,037	0,92	27,5	1,22	807,8
	12,6	3,9	49	0,68	0,05	1,00	4,8	1,65	96
КДУ-2	10,0	26,3	263	0,72	0,16	1,00	37,5	1,48	234
	17,3	2,9	50,2	0,65	0,11	1,00	6,0	3,18	54,5

Примечание. В числителе данные по измельчению соломы, в знаменателе — по измельчению сидосной массы.

на продолжительность смены в часах $t_{см}$ и на коэффициент использования времени k_t :

$$Q_{см} = k_t Q_n t_{см} \quad (5)$$

Аналогично годовая производительность

$$Q_c = k_t Q_n t_c ; \quad (5a)$$

здесь $k_t = \frac{t_p}{t_{см}}$ — коэффициент использования времени,

а t_p — число часов работы машины за смену, t_c — число часов работы за год. Коэффициент использования рабочего времени существенно зависит от надежности, ремонтпригодности измельчителя и от организации работы по его эксплуатации.

Известно, что производительность одного и того же измельчителя зависит от физико-механических свойств измельчаемого корма, его влажности и от степени измельчения λ , λ — число — от числа вновь образуемых поверхностей $\lambda-1$ при измельчении каждой частицы корма. Степень измельчения λ определяется как отношения усредненной длины измельчаемых частей, например, длины стеблей L_s грубого корма, к усредненной длине частиц l_s измельченного корма:

$$\lambda = \frac{L_s}{l_s} \quad (6)$$

Так как число вновь образуемых поверхностей (см. рис. 42) на 1 меньше степени измельчения, то оно равно $\lambda-1$.

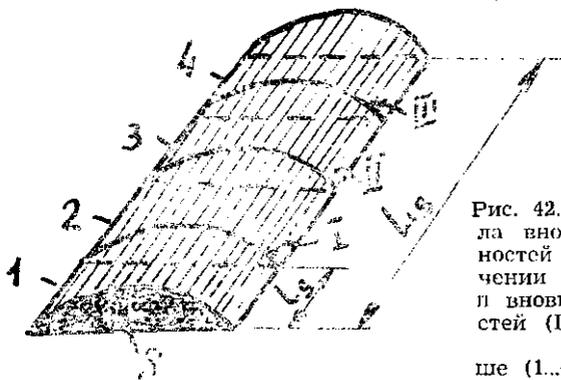


Рис. 42. Схемы к расчету числа вновь образуемых поверхностей (сечений) при измельчении пласта стеблей: число и вновь образуемых поверхностей (I...III) на единицу меньше (1...4) числа $\frac{L_s}{l_s} = \lambda$ получаемых частиц ($n = \lambda - 1$).

В связи с отмеченным для сопоставимости по производительности различных конструкций и марок измельчителей производительность их надо определять (и указывать в техникоэкономических показателях) на каждом из кормов при одинаковых равных влажностях и степени измельчения. Так как при испытаниях одних и тех же и разных конструкций измельчителей получается различная степень измельчения λ_n , и различные показатели качества $K_{опт}$, то для сопоставимости конструкций дробилок следует пользоваться приведенной к заданной (нормативной) степени измельчения λ_3 производительность $Q_{н пр}$:

$$Q_{н пр} = Q_n \frac{(\lambda_n - 1) K_{опт}}{\lambda_3 - 1} \quad (7)$$

Величины заданной (нормативной) степени измельчения следует указать в ГОСТах на испытания измельчителей. В соответствии с отмеченным в технических характеристиках измельчителей следует указывать их производительность на различных видах корма, при различных влажностях и определенной степени измельчения.

1.3.4. Приведенные затраты средств на измельчение корма

Приведенные затраты средств на измельчение единицы массы (например, 1 т) корма зависят не только от конструкции измельчителя, но еще и от ряда других факторов: от состава всего комплекса машин, входящих в поточно-технологическую линию и ее схемы, от вида и влажности корма, от степени измельчения, от количества голов скота на ферме и, соответственно, требуемой производительности ПТЛ, от стоимости используемого оборудования, от надежности и долговечности его, от организации проведения работ. Поэтому затраты средств на измельчение следует рассчитывать с учетом отмеченных факторов.

Приведенные затраты на измельчение (Z_n) определяют как сумму затрат на зарплату обслуживающего персонала ($Z_{оп}$), затраты на электроэнергию ($\Gamma_э$), амортизационные отчисления (A), отчисления на ремонт и техническое обслуживание (P), отчислений (\mathcal{E}) на эффективность капиталовложений (налоги и пр.):

$$Z_n = Z_{оп} + \Gamma_э + A + P + \mathcal{E} \quad (8)$$

Зарплата обслуживающему персоналу определяется по зависимости

$$Z_{оп} = \frac{n_p Z_{чр}}{Q_{смч}} \quad (9)$$

где n_p — число обслуживающих рабочих;

$Z_{чр}$ — часовая зарплата рабочего, руб/ч;

$Q_{смч}$ — производительность за час сменного времени, т/ч.

Затраты на электроэнергию определяются произведением удельного расхода энергии $q_э$ кВт·ч/т на цену $Ц_э$ р/кВт·ч электрической энергии, используемой в с.-х. производстве,

$$E_э = q_э Ц_э \quad (10)$$

Отчисления на амортизацию вычисляют по зависимости

$$A = \frac{Ц_о m a}{100 Q_c} \quad (11)$$

где $Ц_о$ — оптовая цена оборудования;

m — коэффициент перевода оптовой цены в балансовую, учитывающий расходы на транспортирование и монтаж оборудования;

a — норма амортизационных отчислений, %;

$Q_g = Q_{экс} \cdot t_r$ — годовой объем производства (т), определяемый как произведение производительности $Q_{эк}$ (т/ч) за час эксплуатационного времени на t_r годовую нормативную нагрузку в часах.

Отчисление на техническое обслуживание и ремонт вычисляют по зависимости, аналогичной (11):

$$P = \frac{Ц_о m p}{100 Q_c} \quad (12)$$

где P — норма отчислений на техническое обслуживание и ремонт, %.

Отчисления на эффективность капиталовложений определяют по формуле:

$$Э = \frac{Ц_о m k_э}{100 Q_c} \quad (13)$$

где $k_э$ — норма эффективности капиталовложений.

Подставив в зависимость (8) значение составляющих слагаемых, получим окончательную формулу для вычисления приведенных затрат на процесс измельчения:

$$Z_{и} = \frac{n_p Z_{чр}}{Q_{см}} + q_{э} Ц_{э} + \frac{Ц_0 m}{Q_{экс} t_{г}} \cdot \frac{a + p + k_{э}}{100} \quad (14)$$

Приведенные затраты на процесс измельчения единицы качественно измельченной массы

$$Z_{ик} = \frac{Z_{и}}{k_{опт}} \quad (15)$$

где $k_{опт}$ — коэффициент качества измельчения.

Для примера рассчитаем приведенные затраты средств на проведение процесса измельчения и термохимическую обработку соломы на линии ЛОС-1, используя для этого заимствованные из справочника по механизации приготовления кормов [38], следующие значения исходных данных*:

$n_p = 1$; $Z_{чр} = 1,03$ руб.; $Q_{см} = 1,48$ т/ч; $q_{э} = 52,8$ кВт·ч/т; $Ц_{э} = 0,02$ руб/кВт·ч (в справочнике заниженное значение $Ц_0 = 0,01$ руб/кВт·ч); $Ц_0 = 23548$ руб; $m = 1,2$; $Q_{экс} = 1,33$ т/ч; $t_{г} = 1820$ ч; $a = 14,2\%$; $p = 12\%$; $k_{э} = 15\%$.

Приведенные затраты на измельчение при принятых исходных данных

$$\begin{aligned} Z_{и} &= \frac{n_p Z_{чр}}{Q_{см}} + q_{э} Ц_{э} + \frac{Ц_0 m}{Q_{экс} t_{г}} \cdot \frac{a + p + k_{э}}{100} = \\ &= \frac{1 \cdot 1,03}{1,48} + 52,5 \cdot 0,02 + \frac{23548 \cdot 1,2}{100 \cdot 1,33 \cdot 1820} (14,2 + 12 + 1,5) = 6,56 \text{ руб./т.} \end{aligned}$$

Приведенные затраты могут быть отнесены на 1 тонну кормовых единиц. Приняв питательную ценность соломы, обработанной на ЛОС-1 едким натром, $k_1 = 0,35$ т. к. ед., найдем, что

$$Z_ч = \frac{6,56}{0,35} = 18,74 \text{ руб./т к. ед.}$$

Цена соломы по прейскуранту [38] $Ц_с = 15$ руб/т, цена едкого натра $Ц_н = 0,0672$ руб/кг, расход едкого натра для обработки соломы $q_н = 37$ кг/т.

* Данные о тарифной ставке и ценах относятся к периоду издания справочника [38].

Общая стоимость измельченной и обработанной сдким натром соломы составляет

$$C = Z_{и} + Z_{с} + q_{н} \cdot C_{н} = 6,56 + 15 + 37 \cdot 0,0672 = 24,05 \text{ руб/т} = 68,7 \text{ руб/т к. ед.}$$

Результаты расчетов приведенных затрат на процесс измельчения 1 т грубых кормов различными поточно-технологическими линиями (см. рис. 41) приведены в табл. 10. Для обеспечения сопоставимости различных ПТЛ расчеты выполнены при одинаковых суточных объемах измельчаемых грубых кормов. Анализ величин, приведенных в этой таблице, показывает, что приведенные затраты при использовании измельчителей ИГК для небольших ферм с поголовьем 400...800 коров у всех схем ПТЛ велики. Применение дробилок-измельчителей ИРТ-165 и измельчителей ИГК-30Б на фермах с 400...2000 коров экономически нецелесообразно, так как достигают для линий с ИТР от 16,8 до 3,9 руб., а для линий с ИГК от 17,51 до 5,38 р. С увеличением количества голов на ферме с 400 до 2000 при использовании всех указанных схем ПТЛ, за исключением схемы 34,б, приведенные затраты снижаются и при дальнейшем увеличении количества голов КРС на ферме; при использовании измельчителя ИГК (схема 34,б) с увеличением числа голов КРС приведенные затраты на измельчении грубых кормов увеличиваются. Наименьшие затраты при количестве голов на ферме от 400 до 16000 получаются при использовании погрузчиков ПС-5 с повышенной степенью измельчения (схема 41,г).

Исследования, выполненные ВИЭСХ [55] с участием ЦЭМИН НИИМЭСХ и других институтов, позволяют считать, что ПТЛ с погрузчиком-измельчителем ПС-5 наиболее эффективен. Внедрение ПС-5 позволит исключить из кормоцехов стационарные измельчители (ИРТ-165, ИГК-30Б, ИСК-3) и, таким образом, в 6—16 раз улучшить условия труда, в 1,5 раза снизить расход металла, в 3 раза — затраты труда и в 1,6 раза расход энергии.

В	400	576	1,00	0,66	0,291	3,53	13,00
	800	1152	0,83	0,51	0,290	4,58	6,82
	1200	1728	0,77	0,45	0,290	3,26	4,74
	2000	2880	0,74	0,42	0,260	2,36	3,25
	4×2000	11520	0,70	0,39	0,120	1,45	1,67
	8×2000	23040	0,68	0,37	0,120	0,96	1,07

Г	400	576	0,60	0,40	0,300	4,94	8,95
	800	1152	0,50	0,30	0,300	2,71	4,71
	1200	1728	0,47	0,27	0,300	1,98	3,31
	2000	2880	0,44	0,25	0,270	1,46	2,26
	4×2000	11520	0,43	0,23	0,120	0,88	1,03
	8×2000	23040	0,41	0,22	0,110	0,63	0,73

Табл. 11. Изменение отношения λ ; ($\lambda-1$) в зависимости от величины λ

λ	2	2,5	3	4	5	6	8	10	20	30	40	50
λ ; ($\lambda-1$)	2	1,67	1,5	1,33	1,25	1,2	1,14	1,11	1,05	1,03	1,025	1,02

Табл. 10. Затраты на изменение грубых кормов
на поточно-технологических линиях (по [28])

		Технологическая линия (см. рис. 41)						
		Количество голов на ферме	Годовой объем работ, т	Затраты труда, чел.ч.	Зарплата, руб/т	Стоимость элект- роэнергии, руб/т	Эксплуатацион- ные издержки, руб/т	Приведенные затраты, руб/т
А	400	576	0,56	0,56	0,45	11,83	16,96	
	800	1152	0,49	0,49	0,410	6,41	8,97	
	1200	1728	0,40	0,60	0,170	4,68	6,39	
	2000	2880	0,35	0,56	0,160	2,88	3,91	
	4×2000	11520	0,32	0,25	0,100	0,89	1,15	
	8×2000	23040	0,31	0,31/0,14	0,05	0,9/0,73	1,16/0,90	
Б	400	576	2,36	2,41	0,638	13,26	17,51	
	800	1152	2,25	2,30	0,608	8,02	10,15	
	1200	1728	2,06	2,11	0,557	6,07	7,49	
	2000	2880	1,93	1,97	0,523	4,53	5,38	
	4×2000	11520	6,08	6,22	0,550	8,30	8,94	
	8×2000	23040	12,15	12,42	0,550	14,50	15,14	

1.3.5. Анализ составляющих приведенных затрат средств на измельчение корма

Распределение приведенных затрат на измельчение, составленное по данным приведенного выше примера расчета, представлено диаграммой (рис. 43). Сравнительно малая доля затрат на электроэнергию в приведенном примере объясняется большой ценой оборудования ЛОС-1.

Здесь наибольшие доли приведенных затрат на процессе измельчения составляют отчисления на капиталовложение, амортизацию, на ремонт и техническое обслуживание. Коэффициент капиталовложений устанавливается государственными нормативами и обычно потребитель оборудования не имеет права его снижать. Норма амортизационных отчислений, отчислений на ремонт и техническое обслуживание снижается с повышением срока службы оборудования, которое может быть достигнуто за счет повышения надежности и износостойкости конструкции. Норма отчислений на ремонт может быть снижена также за счет повышения ремонтнопригодности оборудования, улучшения организации работ по техническому обслуживанию и ремонту. Как следует из зависимости (14), для уменьшения приведенных затрат необходимо уменьшать оптовую цену оборудования C_0 , коэффициенты перевода оптовой цены в балансовую и увеличивать годовую производительность оборудования $Q_г$.

Для снижения стоимости, следовательно, и цены оборудования необходимо использовать всю совокупность известных для этого способов: совершенствование всех узлов и деталей конструкции, повышение ее технологичности, унификацию, стандартизацию, снижение материалоемкости, улучшение организации производства.

Снижение коэффициента m , учитывающего в основном расходы на транспортировку и монтаж, может быть осуществлено за счет уменьшения общей массы оборудования (следовательно за счет уменьшения материалоемкости), его габаритов, улучшения организации транспортных и монтажных работ.

Повышение годовой производительности может достигаться как за счет улучшения конструкции оборудования, так и за счет улучшения эксплуатации оборудования, улучшения организации проведения технического обслуживания и ремонта и, как следствие, увеличения годовой нагрузки оборудования.

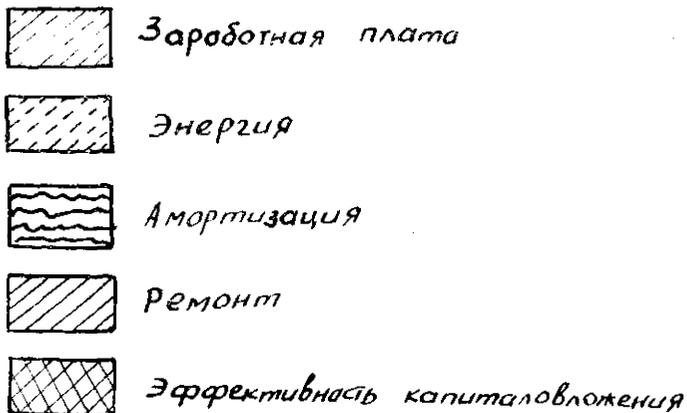
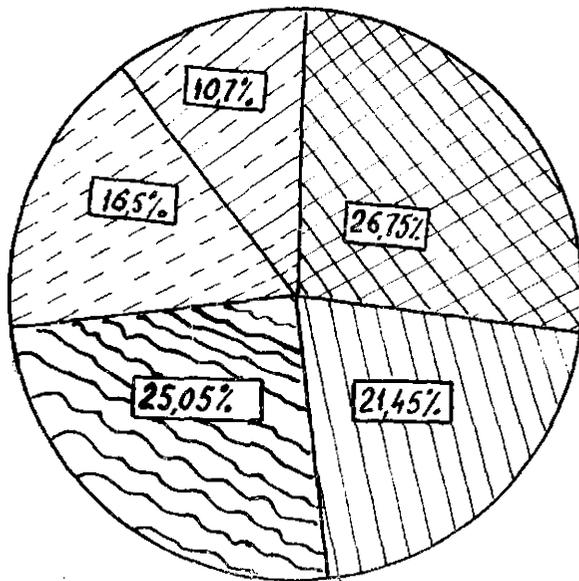


Рис. 43. Диаграмма распределения приведенных затрат на процесс измельчения грубых кормов.

Обычно при использовании отдельных измельчителей, цена которых значительно ниже цены оборудования ЛОС-1, наибольшая доля затрат приходится на электроэнергию.

1.3.6. Показатели энергоемкости измельчителей

По данным Х. Румфа [20] на процессы измельчения материалов расходуется около 3,4% общей электроэнергии, вырабатываемой в мире, поэтому снижение энергоемкости измельчителей имеет важное значение. В общих расходах, связанных с измельчением кормов, затраты на электроэнергию занимают одно из главных мест и снижение энергоемкости измельчителей является одним из способов уменьшения общих затрат средств на приготовления кормов.

Оценку энергоемкости измельчителей ОСТом 70-19.2—83 предложено проводить по величине показателя оптимизации

$$\eta = \frac{q_3}{k} , \quad (16)$$

где $q_3 = \frac{P}{Qч}$ — удельный расход энергии (кВт·ч/т), определяемый отношением мощности P (кВт) к производительности $Qч$ (т/ч) измельчителя;
 k — показатель качества измельчения, определяемый по тому же ОСТу.

Г. А. Дедаев и Н. В. Насонов [17] считают, что параметр оптимизации должен учитывать и качество расщепления стеблей, в связи с чем в знаменатель формулы (16) вводят еще и коэффициент расщепления k_p . В этом случае формула приобретает следующий вид:

$$\eta = \frac{q_3}{k \cdot k_p} . \quad (17)$$

В связи с тем, что физическая суть показателя k завуалирована, не ясна и суть показателя η . Вместе с тем, показатель η не учитывает зависимость затрат энергии от степени измельчения λ . Поэтому применимость показателя η для оценки энергоемкости измельчителей сомнительна. Что же касается названия показателя η , то оно неслучайно, так как объективно оценку оптимальности измельчителя можно составить только по комплексу показателей, значительная часть из которых ис-

пользуется для определения приведенных затрат на измельчение.

Удельный расход энергии с учетом степени измельчения предложено [35] оценивать показателем

$$q_{\text{и}} = \frac{P_{\text{Ризм}}}{\lambda - 1} \quad (18)$$

где $P_{\text{Ризм}}$ — мощность, расходуемая на измельчение, за вычетом потерь холостого хода.

Однако и этот показатель ($q_{\text{и}}$) нельзя считать удачным по следующим трем причинам:

1) величина $P_{\text{Ризм}}$ учитывает не полный расход энергии, следовательно не учитывает влияние конструкции на потери холостого хода;

2) $q_{\text{и}}$ не учитывает влияние качества измельчения;

3) $q_{\text{и}}$ не точно учитывает влияние λ , т. к. расход энергии на измельчение листостебельной массы находится в прямой зависимости не от λ , а от числа вновь образуемых поверхностей $\lambda - 1$ (см. 1.3.2.).

Погрешность, вызываемая заменой значения $\lambda - 1$ значения λ , пропорционально отношению $\frac{\lambda}{\lambda - 1}$. Так как всегда $\lambda > \lambda - 1$, то при любых значениях λ уточненное значение удельного расхода энергии будет больше $q_{\text{и}}$. В случаях больших значений λ , характерных для процессов дробления зерна и крупных корнеплодов, уточненное значение $q_{\text{и}}$ будет незначительно отличаться от определяемого по зависимости (18). Если же значения λ сравнительно малы, что характерно для многих измельчителей листостебельных масс (для ИРТ-165-01 при $d=75$ мм $\lambda=2,57$, для ИРМ-15 $\lambda=1,7...2,5$; для ИГК-30Б $\lambda=2,1...2,7$) отношение $\lambda: (\lambda - 1)$ значительно больше единицы (см. табл. 11).

В связи с отмеченным для оценки энергоемкости измельчителей нами предложена [85, 91] обобщенный показатель энергоемкости и качества

$$q_{\text{ЭК}} = \frac{P}{Q_{\text{и}} k_{\text{опп}} (\lambda - 1)} \quad (19)$$

Физический смысл показателя $q_{\text{ЭК}}$ ясен: он характеризует удельные затраты энергии, приходящиеся на единицу массы фракции корма, измельченного с требуемым качеством при

равных площадях вновь образуемых в процессе измельчения поверхностей частиц.

Для обеспечения сопоставимости сравниваемых конструкций величины $Q_{\text{ч}}$ и здесь следует определять при одинаковых степенях расщепления (например, $k_p = 0,9$).

Значение показателей энергоемкости η , q_w , $q_{\text{эк}}$ и ряда других показателей, использованных для их расчета, приведены в табл. 8 по данным [58] и в табл. 9, составленной по данным [17].

Необходимость уточнения показателя энергоемкости с учетом влияния степени измельчения подтверждает большое различие численных значений показателя η для дробилок, на столь отличающихся друг от друга совершенством конструкций и даже для одних и тех же дробилок, но с разными отверстиями решет: так, например, для измельчителя ИРТ-165 с диаметром отверстий решета $d=20$ мм величина $\eta=1898$, а с отверстиями $d=75$ мм $\eta=63$, в то же время для этих же случаев с учетом степени λ приведенные энергоемкости $q_{\text{эк}} = \frac{P}{Q_{\text{ч}} (\lambda - 1)}$ соответственно равны 14,27 и 5,25 кВт·ч/т (см. табл. 9).

1.3.7. Технические характеристики измельчителей

Ряд технико-экономических показателей различных конструкций приводится ниже в таблице технических характеристик измельчителей (табл. 12). Таблица составлена по данным, опубликованным в справочниках, и заводских инструкций. Однако в этой таблице нет ряда исходных данных для определения показателей качества измельчения и составляющих приведенных затрат средств на измельчение. К сожалению и в существующих ОСТ на измельчители недостает ряда нормативных показателей, которые следует определять при проведении испытаний этих конструкций.

1.4. ТЕНДЕНЦИИ В РАЗВИТИИ КОНСТРУКЦИЙ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ ЛИСТОСТЕБЕЛЬНЫХ КОРМОВ

Современные тенденции в развитии конструкций измельчителей листостебельных масс направлены на повышения качества измельчения, повышения производительности, износоустойчивости, ремонтнопригодности, технологичности конструкций измельчителей, уменьшение материалоемкости, энер-

Табл. 12. Техническая характеристика измельчителей

Марка машины	Тип измельчающего аппарата	Производительность, т/ч			Мощность привода, кВт	Масса сечки, % длины, мм		Габаритные размеры, мм		
		при влажности, %				0...50	больше 50	длина	ширина	высота
		15-18	40	неуказанной						
ИРТ-165-01/02	Молотковый	10,1/9,7	5,6/5,8	6...16	132	85	15	9670/4650	3025/3025	3630/2370
ИРТ-165-03	Молотковый	7,0	5,8	7...9,2* 5...9,2**	132	94	4	11590	3030	3640
ИРТ-165-0,3М	Молотковый				76			4720	7100	4250
ИРТ-165-0,2/0,4	Молотковый									
ИРТФ-80	Молотковый с ножами	4...6	3...4	6...7,7* 4,2...6,2**	59	75,6	24,4	4400	5000	3450
ИРТФ-80-1	Молотковый с ножами									
ИРМА-15	Молотки с лезвиями			2,5...6,5	55...75			4345	1640	1660
ИРМ-50	Молотки с лезвиями			32	90			3860	1955	3850
ДКМ-5	Молотковый			0,6	30			5200	2400	2500
ФГФ-120М	Молотковый			0,8...2,5	51,5	92	8	4630	1435	1480

Марка машины	Тип измельчающего аппарата	Производительность, т/ч при влажн. %			Мощность привода, кВт	Масса сечки, % длиной, мм		Габаритные размеры измельчителя, мм		
		15—18	40	показанной		0...50	больше 50	длина	ширина	высота
АВМ-0,4А	Молотковый			0,4	35,5			1900	1500	1365
АВМ-0,4В	Молотковый			0,63	43,5			1910	1620	1120
АВМ-1,5	Молотковый			0,75	55			2954	940	1500
АВМ-0,65 и 1,5А	Молотковый			0,875 0,48	55			2950	940	1500
АВМ-1,5Р	Молотковый			0,8	30			1610	820	835
ИГК-30Б-II	Штифтовый	3,0	0,3					3325	2496	3500
ИГК-30Б	Штифтовый	3,2	0,3		30	89	11	3350	1350	3500
КС-2,6	Ножевой			72				5500	6750	4000
КСС-2,6	Ножевой			50***	60...65			5650	6750	4100
КСКУ-6	Ножевой			6,3...12,7***	147,1			11900	5850	4230
ПУН-5	Дисковый с ножами							1950	2185	3640
ФН-1,2	Дисковый с сегментами				60					

Марка машины	Тип измельчающего аппарата	Производительность,			Мощность привода, кВт	Масса сечки, %, длиной, мм		Габаритные размеры измельчителя, мм		
		т/ч при влажн., %				0...50	больше 50	длина	ширина	высота
		15—18	40	неуказанной						
ФН-1,4	Дисковый с сегментами	8,0	4,0	9,0	60		60	6046	3358	3815
ИСК-3	Ножевой			6...10,9	40			1600	1070	1200
«Волгарь-5»	Ножевой и щелевой			1,3	25	74,3	25,7	2400	1330	1350
ДКУ-М	Молотковый и ножи			0,35	10			2450	2200	2150
ДКУ-1,0	Молотковый и ножи				14			2650	1400	2500
КДУ-2	Ножевой и молотковый			0,8...2,5	20			2800	1660	2975
ПСФ-5	Ножевой и молотковый	5,0	2,0		46...53	84,4	15,6	6120	3470	4000

* Производительность Qч на рассыпной соломе;

** Qч на тюкованной соломе;

*** Qч на скашивании и измельчении кукурузы.

Марка машины	Масса измельчителя, кг	частота вращения, об/мин.	диаметр, мм	длина, мм	Ротор				толщина	Примечание	
					дисков	осей подвеса	молотков	Размер молотка, мм			
								длина			ширина
					Количество						
ИРТ-165-01	3430/4100	2000	530/550	1020	40	40	160	50	10		
ИРТ-165-03	2980	2100	530	1020							
ИРТ-165-0,3М	4000/4200	2000	650	1020	40						
ИРТ-165-0,2/0,4											
ИРТФ-80	1500	1080	1320	185	24						
ИРТФ-80-1	2445	995	1318	180	24						
ИРМА-15	1625	1300...1900	630	830	63×2	160	50	12			
ИРМ-50	2355	1000/2000	830	1078	116	160	60	14			
ДКМ-5	1280	2460	509	390	48	110	50	4(5)			
ФЛФ-120М	1830										
АВМ-0,4А	820	2940	696	340	3	24	150	45	1,5(2)		
АВМ-0,4Б	1076	2940	640	490	4	36	150	50	10		
АВМ-1,5	1645	2950	615	540	4	24	190	53	5		
АВМ-0,65 и	1054	2950	640	490	4	36	150	50	5		
1,5А	1054	2950	640	490	4	36	150	50	5	Установлены 2 дробилки	
АВМ-0,65Р	500	2960	640	560	40	40	150	50	10		
АВМ-1,5Р	500	2960	640	550	40	40	150	50	10		

Марка машины	Масса измель- чителя, кг	Ротор									Примечание	
		частота вращения, об/мин.	диаметр, мм	длина, мм	Количество			Размер молотков, мм				
					дисков	осей поднесьюв	молотков	длина	ширина	толщина		
ИГК-30Б	1350	970...1124	1000	82	1			100*/160**				
ИГК-30Б-II	1320	960	1000	82	1			100*/160**				
КС-2,6	3050	1150			9			24***				
КСС-2,6	3360	1410			9			24***				
КСКУ-6	13560	1300	600	950	7			12***				
ПУН-5	920	2360	600		23			69***				
		1635										
ФН-1,2	970		500	1270	13			80				
ФН-1,4	1350		500	1400	15			92				
ИСК-3	1080	1250						8; 12***				
«Волгарь-5»	1175	1000/750										
ДКУ-М	715	1450	740	180	1	6	6	110	50	2		
ДКУ-1,0	850	1450	740	150	1	4	72	110	50	4		
КДУ-2	1300	2700	500	410			90 и 3***	110	50	4		
ПСФ-5	1500	2000	530	540								
		2400										

* Количество штифтов на роторе;

** Количество штифтов на роторе и статоре;

*** Количество ножей.

гоемкости, удельных затрат труда, на совмещение процесса измельчения с процессами смешивания с другими компонентами корма, совмещения с процессами погрузки [94].

Повышение качества измельчения, т. е. увеличение в измельченной массе содержания расщепленных частиц с оптимальной по зоотехническим требованиям длиной, важно в первую очередь для повышения эффективности использования корма. Вместе с тем, как отмечалось выше, оно важно и для уменьшения затрат механической энергии на процесс измельчения. В связи с этим современные конструкции молотковых измельчителей обычно снабжаются комплексами решет для камер измельчения, с помощью которых стремятся получить требуемую для каждого вида животных длину измельчаемых частиц. Весьма эффективным для этой цели является использование регуляторов зазоров между роторами и противорезами, применяемые в пожевых измельчающих аппаратах. (см. выше — 1,2,3). Перспективным для молотковых аппаратов является применение специальных регуляторов зазоров между декой и ротором, таких как, например, у дробилки ДМБ-5.

Увеличение поголовья скота в животноводческих фермах колхозов и совхозов, естественно, потребовало и повышение производительности измельчителей кормов. Производительность измельчителей отечественного производства возросла с 0,8...3 т/ч (например, у ИГК-30Б) до 6...16 т/ч (у ИРТ-65) и даже до 30...32 т/ч (например, у ИРМ-50). Повышение производительности сопровождается существенным снижением приведенных затрат на выполнение операции измельчения. Поэтому применение высокопроизводительных измельчителей, комплексных линий измельчения может быть рентабельным и для централизованного приготовления кормов группе сравнительно небольших ферм арендного подрыда. Не исключается возможность и рентабельность для отдельных таких ферм применение специальных малопроизводительных легких и дешевых конструкций измельчителей.

Повышение производительности достигается расчетом соответствующих размеров всех узлов и деталей измельчителей, их конструкции и кинематическими параметрами.

Повышением износостойкости, соответственно, надежности и долговечности повышается эксплуатационная производительность машины, снижаются отчисления на амортизацию, на ремонт, следовательно, снижаются и приведенные затраты на измельчение. В то же время при износе рабочих органов (ножей, противорезов, молотков) резко

ухудшается качество измельчения, повышаются затраты энергии на единицу качественно измельченного корма.

Повышение износостойкости достигается соответствующим выбором конструкций всех деталей и узлов (и в первую очередь деталей и узлов измельчающих аппаратов), выбором материалов и способов их упрочнения — термообработкой, наплавкой твердых сплавов. Затраты средств на упрочнение деталей, как показала практика, с лихвой окупаются повышением надежности и долговечности конструкций.

Повышением ремонтпригодности достигается сокращение простоев измельчителей на проведение требуемых ремонтных операций, сокращение затрат средств на проведение ремонтов. Ремонт измельчителей производится в основном путем замены изношенных деталей новыми запасными, поэтому ремонтпригодность здесь определяется в основном трудоемкостью операций по снятию изношенных и установке новых деталей. Конструкции измельчителей должны обеспечивать легкостью выполнения этих операций с минимальными затратами труда и времени.

Технологичность конструкции измельчителя определяет совокупность ее свойств, характеризующих приспособленность к ее изготовлению в заданных производственных условиях. Технологичность определяется многими факторами: требуемыми видами, сортами и качеством материалов деталей, их массой, требуемыми видами их обработки, соответствия имеющегося оборудования требуемым процессам, качеством обработки и монтажа. С улучшением технологичности конструкции снижается стоимость и цена измельчителей, соответственно, и приведенные затраты на измельчение.

Материалоемкость измельчителей в большой мере определяет его стоимость и цену. Есть методика приближенного определения цены (Цо) машин по их массе М: $Ц_0 = k \cdot M$, где k — удельная стоимость единиц массы данного вида машин. С увеличением массы машины, как правило, цена ее возрастает. Снижение массы достигают рядом приемов: улучшением конструкции и уменьшением размеров деталей, применением тонкостенных деталей и проката с сохранением требуемой прочности их за счет улучшения качества материала, заменой металла пластмассами, хотя и более дорогими, но имеющими значительно меньший вес. За последнее время достигнуто значительное снижение удельной материалоемкости измельчителей. Так, если в прежних конструкциях измельчителей удельная материалоемкость превышала 1500 кг·ч/т (например, у стационарного ИГК-30Б

$m = 1690$ кг·ч/т), то у современных она снижена до 300 кг·ч/т и ниже (например, у ИРТ $m = 262...664$ кг·ч/т, у ИРМ-5 $m = 262...664$ кг·ч/т, у ИРМ-5 $m = 76,4...81,5$ кг·ч/т).

При сравнительно небольшой цене оборудования затраты на электроэнергию составляют, как отмечалось выше, основную долю от всех приведенных затрат на измельчение, поэтому удельная энергоемкость и энергоемкость процесса измельчения (с учетом λ) должны быть возможно малыми. Энергоемкость процесса измельчения данного вида корма зависит от конструкции измельчающего аппарата и вида осуществляемого им процесса измельчения, зависит от степени измельчения λ (растет пропорционально $\lambda - 1$). Процесс измельчения может выполняться раздавливанием, перетиранием, скручиванием, изгибом, срезом. Наименьшие затраты энергии при измельчении срезом, поэтому ножевые измельчающие аппараты обладают наименьшей удельной энергоемкостью. Этим объясняется появившаяся теперь тенденция применения роторов с молотками и неподвижными ножами (измельчители ДКУ-М, ДКУ-1,0), применение молотков с режущими кромками (измельчители ИРМА-15 и ИРМ-50) и сегментами (модернизированные конструкции измельчителей МИМСХ, см. выше 1.2.5).

Избыточное измельчение кормов требует дополнительных затрат энергии. Эти затраты могут достигать больших размеров (50% и выше, см. ниже 2.7.2). Поэтому все способы предупреждения избыточного измельчения (например, удаления из камеры частиц с требуемыми оптимальными размерами и предупреждение их дальнейшего измельчения) является одним из существенных приемов снижения энергозатрат на измельчение.

Удельная энергоемкость $q_{эк}$ процесса измельчения, рассчитываемая с учетом степени измельчения, у современных конструкций измельчения ниже чем у прежних примерно в 3,5 раза, так, например, у ИГК-30Б $q_{эк} = 1,65$ кВт·ч/т, а ИРМ-15 $q_{эк} = 0,47$ кВт·ч/т (см. табл. 9).

Удельные затраты труда зависят от числа рабочих, требуемых для обслуживания измельчителя, и от производительности последнего. Число рабочих, требуемых для обслуживания, зависит от способа подачи измельчаемого материала, способа отвода сго от измельчителя, т. е. от степени механизации, а так же степени автоматизации всех работ по измельчению. Наибольшие удельные затраты ручного труда (см. табл. 8) при использовании измельчителя

ИГК-30Б (0,67...5 чел·ч/т) намного меньше и ИРТ-165 (0,125...0,317 чел·ч/т) и у ИРМ-15 (0,031...0,033 чел·ч/т).

Совмещением процессов измельчения или доизмельчения с перемешиванием компонентов кормов, внесением различных микродобавок и химических веществ сокращаются общие потери на процессы приготовления рассыпных кормов. Этим и объясняется довольно широкое распространение измельчителей-смесителей, в частности ИСК-3.

Наиболее эффективным является совмещение процессов измельчения и погрузки кормов. Исследованиями, выполненными ВИЭСХ с учетом Целия НИИМЭСХ и других институтов, установлено, что внедрение погрузчиков-измельчителей с повышенной степенью измельчения (например, ПС-5) позволяет в 6—16 раз улучшить условия работы операторов кормоцехов, в 3 раза снизить затраты труда, в 1,5—1,6 раза снизить энергоёмкость и удельную материалоемкость (в сравнении с однотипным оборудованием, используемым для этой цели ФН-1,2 и ИГК-30Б). Годовой экономический эффект одного погрузчика-измельчителя ПС-5 при хорошей организации работ составляет примерно 2500 руб.

Приведенное указывает на перспективность применения для измельчения листостебельных кормов измельчителей-погрузчиков с повышенной степенью измельчения.

1.5. ОСНОВНЫЕ ПРИЕМЫ ЭФФЕКТИВНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ КОРМОВ

Эффективное использование измельчителей достигается в основном теми же путями, которые обычно применяются при рациональной эксплуатации машинно-тракторного парка: хорошей организацией работ и своевременным, надлежащим проведением технического обслуживания и ремонта.

Высокая производительность измельчителей и малые затраты на проведение процесса измельчения обеспечиваются комплектованием линии обработки кормов агрегатами с равной производительностью, бесперебойным снабжением ее обрабатываемым сырьем, требуемым топливом, электроэнергией, машинным маслом, водой, обслуживанием всех машин высококвалифицированным персоналом и созданием для них хороших условий работы и жизни.

Все операторы обязаны хорошо знать устройство машин и правила их эксплуатации. Операторы должны проверять наличие кормов в бункерах измельчителей, подавать заявки

о необходимости их подвоза, вести учет поступающих на переработку кормовых компонентов и выданных обработанных кормов, следить за показаниями контрольно-измерительных приборов, обеспечивать технику безопасности и выполнять правила пожарной безопасности. Операторы совместно с зоотехниками должны регулярно проверять качество измельчения; совместно с мастером-паладчиком должны своевременно и качественно проводить техническое обслуживание машин. По окончании работы оператор (или его помощник, если таковой имеется) должен очищать машины от остатков корма, очищать прямки, устранять потери кормов, убирать производственные и бытовые помещения.

Добиться высокой производительности и экономичности машин невозможно и без своевременного и качественного проведения технического обслуживания (ТО). Планово-предупредительная система ТО измельчителей включает: ввод их в эксплуатацию, их обкатку и настройку (наладку); контроль технического состояния, ежедневное и периодическое техническое обслуживание; периодический осмотр и диагностирование; организацию материально-технического обеспечения и хранение.

Ежедневное или ежедневное техническое обслуживание (ЕТО) заключается в наружной очистке измельчителя от пыли и грязи, проверке и подтяжке наружных креплений, устранении подтекания масла из радиаторов, сальников и запорной арматуры. ЕТО проводят в начале смены, в перерывах между работой, а также перед сдачей работникам следующей смены.

В зависимости от содержания и сроков проведения периодического обслуживания подразделяется на ТО-1 и ТО-2. В состав периодических ТО входят операции ЕТО, смазка подвижных соединений и агрегатов, контроль, проверка и регулировка механизмов, заточка лезвий ножевых измельчителей, замена пришедших в негодность деталей. Периодичность и трудоемкость выполнения работ по ТО регламентируются заводскими инструкциями по эксплуатации измельчителей, типовыми нормами и расценками на работы по ТО. Для передвижных модификаций ИРТ-165 предусмотрен и ТО-3, включающий операции ТО-2 и дополнительно смазку опорных подшипников, центрирующих и упорных роликов и пальцев тормозных колодок, регулировку тормозов колес.

ТО-1 измельчителей проводят в зависимости от особенностей конструкции через 60...90 часов; ТО-2 выполняют через 220...240 часов. Периодичность и трудоемкость ТО некоторых марок измельчителей приведена в табл. 13. Смазка подвиж-

Табл. 13. Периодичность и трудоемкость технического обслуживания измельчителей листостебельных кормов

Наименование и марка машины	Периодичность			Трудоемкость, чел.-ч.			
	ТО-1	ТО-2	ТО-3	ЕТО	ТО-1	ТО-2	ТО-3
Измельчитель ИРТ-165 и его модификации	60...90	240	960	0,33...0,78	1,35...3,5	1,65...14,6	2,66...16,6
Измельчитель ИРТ-80	120	1440*		0,4	2,5	23,5	
Дробилка ДБ-5	180	4000*		0,25	4	40	
Дробилка ДКМ-5	180	4000*		0,25	4	40	
Измельчители ИРМА-15 и ИРМА-50	120	720		0,5	5	15	
Измельчители ИГК-30Б, ИГК-Ф-4	120	720		0,4	4,0	32	
Комбайн скоростной силосный КСС-2,6	60	по окончании уборки		0,5**	1,8**	14**	
Кукурузоуборочный комбайн КСКУ-6	60	240		0,75**	5**	10**	
Приспособление ПУН-5 к комбайну СК-5 «Нива»	60	после сезона		0,3	1,5	30	
Фуражиры Ф-1,2, Ф 1,4	120	720		0,2	2,2	7...10	
Измельчитель «Волгарь-5А»	70...75			0,8...1,0	6,5...7,5		
Дробилка КДУ-2	75...90			0,8...1,1	3,5...5,5		

* Но не реже одного раза в год.

** Трудоемкость на весь комбайн.

ных соединений измельчителей проводят согласно карт смазки, приводимых в заводских инструкциях.

При выполнении ТО руководствуются технологическими картами, которые должны быть в каждом кормопеке общественных хозяйств. О выполнении работ по ТО, ремонту и замене деталей делают соответствующие записи в специальном журнале.

Помимо плановых ТО, проводят сезонное техобслуживание, при котором выполняют работы, предусмотренные очередным ТО и, кроме того, заменяют смазку в ступицах колес передвижных измельчителей, регулируют затяжку их подшипников, заменяют масло в мультипликаторе и гидросистеме, заменяют тормозную жидкость в тормозной системе, промывают фильтр гидробака (если эти устройства имеются в конструкции).

Для хранения на срок более двух месяцев измельчители устанавливают в закрытом помещении, под навесом или, как исключение, на открытой оборудованной площадке. При этом строго соблюдают правила хранения, изложенные в инструкциях по эксплуатации машин.

2. ТЕОРИЯ И ОСНОВЫ РАСЧЕТА ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ ЛИСТОСТЕБЕЛЬНЫХ КОРМОВ

Решение задач улучшения качества измельчения, снижения энергоемкости процесса измельчения, повышения производительности износостойкости и долговечности измельчителей, в первую очередь, требует изучения физической сущности процессов измельчения, физико-механических свойств измельчаемых кормов. Изучение этих процессов и свойств, анализ факторов, влияющих на качество измельчения, на энергоемкость этого процесса, на износостойкость рабочих деталей, анализ ряда вопросов динамики работы рабочих органов, разработка способов повышения показателей работы измельчителей, рациональных методов их расчета и конструирования составляет основное содержание этой главы книги.

Основы теории процессов работы измельчителей, теории процесса измельчения листостебельных масс резанием, методики расчета и конструирования режущих аппаратов измельчителей разработаны академиком В. П. Горячкиным. Дальнейшее развитие они получили в работах академиков В. А. Желтиговецкого, П. В. Сабликова, профессоров С. В. Мельникова, Н. Е. Резника и др. В разработку дина-

мики молотковых измельчающих аппаратов большой вкладки внесли профессора М. М. Гернет, С. В. Мельников, канд. техн. наук С. В. Панова и др.

2.1. ОСНОВЫ ТЕОРИИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ КОРМОВ

Измельчаемые корма состоят из двух структурных элементов — каркаса (или скелета), обладающего упругими и пластическими свойствами, и заполнителя, обладающего вязкими свойствами. У листостебельных кормов каркас имеет волокнистую структуру, аналогичную структуре древесины. Состоит каркас из клетчатки, представляющей собой линейный полимер, гигантские молекулы которого имеют форму нитей. Заполнитель представляет собой аморфную массу.

Разрушение материалов при измельчении происходит при деформациях за пределами их упругости. Исходя из этого, измельчаемые материалы нельзя рассматривать как упругие. Наличие у них таких явлений, как релаксация (падение напряжений при неизменной деформации) и ползучесть (рост деформаций при постоянных нагрузках), позволяет отнести их к упруговязким или вязкопластическим. Для таких материалов деформация зависит не только от величины напряжений, но и от скорости его изменений.

При длительно действующих статических нагрузках сила сопротивления заполнителя незначительна и прочность листостебельной массы в основном определяются прочностью каркаса. Рабочие органы измельчителей оказывают динамическое воздействие; время действия их на отдельные порции корма столь мало, что вязкие свойства заполнителя не успевают проявляться, действию нагрузки сопротивляется и заполнитель; разрушение листостебельной массы при этом происходит как разрушение структурированного целого твердого тела по схеме хрупкого разрушения, при котором предел прочности близок к пределам текучести и упругости.

С позиции атомно-молекулярного строения веществ для разрушения любого тела необходимо, чтобы приложенные к нему внешние силы, преодолевая силы внутри — или межмолекулярного сцепления, увеличили в опасном сечении расстояния между элементарными частицами до таких пределов, при которых они не могут возвратиться на расстояния, присущие одному телу. Напряжения в материале, соответствующие этому, называются разрушающими напряжениями или пределом прочности. У стеблей растений внутри молекулярные связи разрушить трудней, чем межмолекулярные, поэто-

му процесс измельчения стеблей следует рассматривать как процесс разделения молекул [79]. Доказано [39], что при разрушении древесины рвутся стенки клеток, а не межклеточные швы. Это можно отнести и к стеблям растений.

Для большинства материалов экспериментальные значения предела прочности на 3...4 порядка меньше расчетных сил межчастичных связей. Современной физической теорией разрушения это объясняется дислокациями и наличием в телах различных пороков-микротрещин, примесей и пр. Дислокация это местное нарушение структуры материала, вызываемое внешними силами и происходящее из-за неодновременного смещения элементарных частиц (атомов, молекул) тела по плоскостям деформации и разрушения*. Это смещение распространяется в теле по времени подобно волне [20].

Неодновременным смещением элементарных частиц, соответственно, и неодновременным (последовательным) сопротивлением внешним силам сил межчастичных связей в основном объясняется разрушение тел при напряжениях, в сотни-тысячи раз меньших ожидаемых. Атомные пропуски, чужеродные атомы в межузлиях решетки оказывают меньшее влияние, чем дислокация.

По дислокационной теории [20] основными этапами процесса разрушения под влиянием внешних сил являются:

- 1) возникновение и скопление очагов дислокации;
- 2) возникновение новых и увеличение существующих микротрещин, в результате чего создаются у их границ локальные концентрации напряжений;
- 3) развитие на базе микротрещин основных — магистральных трещин;
- 4) разрушения тела по магистральным трещинам, что приводит к образованию новых поверхностей в тех сечениях, в которых напряжения от внешних сил достигли предела прочности.

Известное [39] положение о том, что частицы, образовавшиеся при измельчении, содержат меньше слабых мест и материал как бы упрочняется по мере уменьшения размеров его кусков и требует для дальнейшего измельчения относительно больших удельных затрат энергии, по нашему мнению, не может быть справедливо для всех мате-

* Под дислокацией металлов также понимают [77] отклонения в строении реальных кристаллов от идеального строения кристаллической решетки, которые возникают при их кристаллизации, нагреве и т. п.

риалов, способов и степеней измельчения. Ведь в ряде случаев в процессе измельчения могут возникнуть новые дислокации и микротрещины, вследствие чего относительные затраты энергии на дальнейшее измельчение (увеличение степени измельчения) могут уменьшаться. Это положение, в частности подтверждается обнаруженным нами увеличением коэффициента полезного действия процесса резания стебельных кормов с увеличением степени измельчения (см. ниже раздел 2.7).

Для расчета энергии, затрачиваемой на измельчение материалов, используют аналитические зависимости, полученные на основе следующих теорий (мы считаем, что точнее их следовало бы назвать гипотезами):

- 1) объемной теорией Ф. Кика (1885 г.), основанной на законе подобия деформации В. Л. Кирпичева (1874 г.);
- 2) поверхностной теорией П. Реттингера (1867 г.);
- 3) обобщенной теорией П. А. Ребиндера (1928 г.).

На основании закона подобия деформаций частицы материала при измельчении распадаются на геометрически подобные себе. Допустим, что кусок материала кубической формы с длиной ребер L , измельчаясь при каждом распаде на m частиц, за γ распадов раздробился на кубики с длиной ребер l . Число раздробленных частиц (в зависимости от длин ребер) равно $(\frac{L}{l})^3$; то же число в зависимости от m и γ равно m^γ и, следовательно, $(\frac{L}{l})^3 = m^\gamma$, а так как $\frac{L}{l} = \lambda$ — степени измельчения, то $\lambda^3 = m^\gamma$, откуда после логарифмирования и простейшего преобразования найдем, что общее число распадов

$$\gamma = \frac{\lg \lambda^3}{\lg m}. \quad (20)$$

Работа, затрачиваемая на измельчение, согласно объемной теории, пропорционально объему v (следовательно и массе M) измельчаемого тела и числу распадов γ , требуемых для получения частиц заданного размера. Если через k_v обозначить удельную работу (Дж/м³ или Дж/кг), затрачиваемую на образование из куска в 1 м³ (или в 1 кг) m частиц за 1 распад, то для всего требуемого числа γ распадов затрачивается удельная работа

$$A_v = k_v \gamma = k_v \frac{\lg \lambda^3}{\lg m} = c_v \lg \lambda^{3\gamma}, \quad (21)$$

где $c_v = \frac{k_v}{l g m}$ — определяемый опытным путем коэффициент (Дж/м³, Дж/кг), зависящий от физико-механических свойств измельчаемого материала и условий его измельчения.

Трудно согласиться с объемной теорией разрушения. Во-первых «закон» подобия редко когда согласуется с действительностью: при раздавливании, так же как и при других деформациях и их сочетаниях, кубы, шары, цилиндры из различных материалов очень редко распадаются на подобные им фигуры. Даже стебли растений, имеющих форму полых цилиндров (точнее усеченных конусов), при измельчении с расщеплением распадаются на частицы, близкие по форме к сплюснутым (не полым) призмочкам. Во-вторых, удельные затраты энергии на последующие измельчения частиц на то же число n не постоянно. В третьих, допущение о том, что деформация тел вплоть до момента разрушения подчиняется закону Гука также не согласуется с действительностью, соответственно и «закон» пропорциональности затрат энергии на разрушение объема, основанный на законе Гука, не справедлив. Применение же этого закона пропорциональности для процессов измельчения, осуществляемого резанием, лишено всякого основания, так как усилие и затраты работы на резание (сдвиг) зависят не от объема тела, а в большинстве случаев от площади сечения сдвига (среза).

Современная наука рассматривает процесс измельчения как процесс образования новых поверхностей и естественно считать, что работа, затрачиваемая на измельчение тел, пропорциональна площади вновь образуемых поверхностей. Такова суть поверхностной теории измельчения. Вывод формулы для определения удельной работы выполняется [35] в допущении, что кусок объемом в 1 м³ (или массой в 1 кг) кубической формы с длиной ребра L измельчается на кубики с длиной ребра l . При этом получается число частиц $(\frac{L}{l})^3$ с площадью вновь образовавшихся поверхностей

$$\Delta S = S_l - S_L = \sigma l^2 \left(\frac{L}{l}\right)^3 - \sigma L^2 = \sigma L^2 \left(\frac{L}{l} - 1\right),$$

а так как $\frac{L}{l} = \lambda$, то $\Delta S = \sigma L^2 (\lambda - 1)$, (22)

Обозначив через α работу, затрачиваемую на единицу площади вновь образуемых поверхностей, получим, что удельная работа (Дж/м³ или Дж/кг), потребная для измельчения,

$$A_s = \alpha \Delta S = \alpha \sigma L^2 (\lambda - 1),$$

или
$$A_s = c_s (\lambda - 1), \quad (23)$$

где $c_s = \alpha \sigma L^2$ — определяемый опытным путем коэффициент (Дж/м³ или Дж/кг), зависящий от физико-механических свойств измельчаемого материала и условий его измельчения.

Зависимость (23) можно получить не только рассматривая абстрактный случай* измельчения тела кубической формы на мелкие кубики, но и из анализа [93] реального процесса измельчения пласта листостебельной массы на сечку. Пусть пласт (см. рис. 42) с объемной массой ρ (кг/м³), с поперечным сечением любой формы и площадью S (м²), с длиной, равной усредненной длине L_s (м) измельчаемых стеблей измельчается на частицы с усредненной длиной l_s (м). Количество вновь образуемых при этом поверхностей пласта на единицу меньше числа $\frac{L_s}{l_s} = \lambda$, полученных частей (на пример, на рисунке частей пласта 4, а вновь образуемых поверхностей — поверхностей раздела 3), т. е. оно равно $\lambda - 1$, где λ — степень измельчения.

По теории П. Ретингера затраты энергии на измельчение пропорциональны площади вновь образуемых поверхностей. Если удельную работу (Дж/м²), затрачиваемую на сечение пласта площадью с 1 м² обозначить через k_R , то энергия (Дж), затрачиваемая на измельчение пласта массой $\rho S L_s$, равна $k_R S (\lambda - 1)$, а удельная работа (Дж/кг) соответственно равна

$$A_s = \frac{k_R S (\lambda - 1)}{\rho S L_s} = \frac{k_R}{\rho L_s} (\lambda - 1),$$

откуда получим ранее выведенную формулу

$$A_s = c_s (\lambda - 1), \quad (23)$$

где $c_s = \frac{k_R}{\rho L_s}$ — удельная работа, затрачиваемая на

* Как это принято во всех известных литературных источниках.

измельчение стеблей массой в 1 кг, когда для этого требуется всего один разрез пласта, т. е. когда $\lambda - 1 = 1$, а $\lambda = 2$.

Непосредственному процессу измельчения обычно предшествуют деформации тела, сопровождающиеся изменениями его объема (сжатия и др.), поэтому удельную работу A , затрачиваемую на измельчение, резонно определять как сумму работ, затрачиваемых на предварительный процесс изменения объема ΔV и на образование новых поверхностей ΔS :

$$A = \Delta V + \Delta S = k \Delta V + \alpha \Delta S, \quad (24)$$

где k и α — коэффициенты пропорциональности, учитывающие затраты энергии, соответственно, на изменение объема частицы и на изменение суммарной поверхности частиц материала. Зависимость (24) выражает обобщенную теорию измельчения.

Для расчета затрат энергии на измельчение кормов С. В. Мельников [35], используя обобщенную теорию П. А. Ребиндера, разработал рабочую формулу:

$$A_{\text{изм}} = c_{\text{пр}} [c_v \lg \lambda^3 + c_s (\lambda - 1)], \quad (25)$$

где $c_{\text{пр}}$ — безразмерный коэффициент, учитывающий влияние принципов действия и конструктивных особенностей измельчителя.

Значения c_v и c_s , приведены в разделе 2.71 (см. табл. 21).

Для учета влияния влажности измельчаемого зерна значение $A_{\text{изм}}$, определяемое по формуле (25), надо умножить на коэффициент [35]

$$C_w = 1 + 0,107 (w - 14), \quad (26)$$

где w — относительная влажность, %.

Из формулы (26) следует, что увеличение влажности зерна всего на 1% вызывает повышение затрат мощности на 10%. Это указывает на существенную эффективность проведения предварительной подсушки зерна перед его измельчением. Известно, что и увеличение влажности стебельных кормов, например, соломы так же существенно повышает энергоемкость их измельчения обычными соломорезками и дробилками с молотками без лезвий.

Выше нами отмечалась недостаточная обоснованность (точнее неправомочность) зависимости (21), поэтому фор-

мулу (25), включающую компонент $\Delta v = c_v \lg \lambda^3$, следует рассматривать как рабочую, не вполне точно отражающую физическую суть процесса измельчения.

Более точную и полную картину процесса разрушения можно представить на основе анализа силового взаимодействия рабочего органа измельчающей машины с измельчаемым материалом.

2.2. ФИЗИЧЕСКИЕ, МЕХАНИЧЕСКИЕ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ЛИСТОСТЕБЕЛЬНЫХ КОРМОВ

2.2.1. Физические свойства кормов

К основным физическим свойствам, используемым для расчета и конструирования измельчителей, относятся размерные характеристики, влажность, объемная масса, плотность кормов. Такие физические свойства, как пористость, водопоглощаемость, теплоотдача, гигроскопичность, теплоемкость, теплопроводность, вязкость, изучение которых требуется для разработки, исследования режимов операций и оценки других машин, для разработки измельчителей пока не используются; поэтому сведения о них здесь не приведены.

К основным размерным характеристикам измельчаемой стебельной массы относятся минимальная и максимальная длина и диаметр стеблей отдельных фракций, масса фракций, на которые по размерам стеблей разделена проба корма, средневзвешенная длина измельчаемых стеблей (необходимая для определения степени измельчения). Размерная характеристика измельчаемых кормов зависит от вида растений, сорта, урожайности, высоты среза при скашивании и ряда других факторов. Поэтому размерные характеристики измельчаемой массы следует определять при каждом испытании измельчителей. Здесь (см. табл. 14) в качестве ориентировочных сведений приведены лишь минимальные, максимальные длины и диаметры толкостебельных, тонкостебельных кормов и травы. В этой же таблице приведена их средняя влажность и удельная работа резания.

Основные размерные характеристики частиц измельченной стебельной массы приведены выше (см. 1.3.2).

Влажность существенно влияет на многие из физических и механических характеристик кормов. Ее прихо-

Табл. 14. Размерные характеристики, средняя влажность, удельная работа резания измельчаемых стеблей

Культуры (корм)	Высота стеблей, м		Диаметр стеблей на высоте среза, мм		Средняя влажность, %	Удельная работа резания, Дж/м ² ·10 ³	
	мин.	макс.	мин.	макс.		мин.	макс.
Толкостебельные	1,0	5,0	15	50	78	5,9	23,6
Тонкостебельные	0,5	3,0	5	15	72	5,9	23,6
Травы	0,3	0,8	2	5	66	3,9	21,6

дится определять при уборке, хранении, переработке и консервировании кормов.

Применяют два способа определения влажности: прямой и косвенный. При прямом способе слишком влажные продукты предварительно подсушивают при температурах 50...60°C в течение 4 ч, затем продолжают сушку при температуре 100...105°C до полного высушивания. Не очень влажные продукты высушивают без предварительного подсушивания. Повторное высушивание в течение 1...2 ч проводят до тех пор, пока разница в весе пробы между двумя последующими взвешиваниями не станет меньше 0,1 г. Перед взвешиванием подсушенные образцы охлаждают в эксикаторе. Влажность (%) определяют по формуле

$$w = 100 \frac{m_n - m_c}{m_n}, \quad (27)$$

где m_n и m_c — масса пробы до и после высушивания.

Для определения влажности с погрешностью, установленной ГОСТ, $\delta w = 0,5\%$ при влажности $w = 20\%$, масса навески должна быть не менее 20 г; при $w = 10\%$ и $\delta w = 3\%$ масса навески должна быть не менее 10 г.

Общее время высушивания проб в зависимости от вида корма и его влажности колеблется от 3 до 15 ч.

Косвенными способами влажность определяется экспресс-влажномерами. В экспресс-влажномере ФРГ ИХ-1800 и советских ВЗМ-1 применяют инфракрасные источники нагрева сушилки и скоростную циркуляцию воздуха. В дизелькомет-

рических финляндском Wile-35 и советском ВЛК-01 экспресс-влажномерах используют зависимость разбаланса электрической схемы от влажности и плотности корма.

Время, потребное для определения влажности экспресс-влажномерами сокращается до 5...10 мин, однако точность при этом несколько снижается до (6...8%).

Зеленые корма содержат до 80% влаги. Солома считается сухой, если в ней содержится до 14% влаги, средней по влажности — при содержании влаги в пределах 14...16%, влажной — при 16...20% и сырой при влажности более 20%. Влагоемкость соломы составляет 120...150%. Полное насыщение соломы влагой происходит в течение 1,0...1,5 часа.

Объемная масса (или насыпная плотность) корма зависит от вида, размерной характеристики, влажности, состояния укладки корма и геометрических размеров мерной емкости. Поэтому вместе с численным значением объемной плотности надо указывать и условия ее определения.

Для определения объемной массы измельченных стебельных кормов применяют мерные емкости с круглым или квадратным дном вместимостью 0,03...0,5 м² и высотой 50...60 см. Емкость заполняют кормом с избытком, который затем удаляют металлической линейкой. Объемную массу ρ определяют как отношение массы m корма к объему V мерной емкости:

$$\rho = \frac{m}{V} \text{ , кг/м}^3 \text{ .} \quad (28)$$

Объемная масса измельченных листостебельных кормов приведена в табл. 15. Здесь же приведен и угол естественного откоса некоторых из них.

Табл. 15. Влажность, объемная масса и угол естественного откоса измельченных кормов (по [37])

Корм	Влажность, %	Объемная масса, т/м ³	Угол естественного откоса, град.
1	2	3	4
Сено через 3 месяца после укладки	15...17	0,060...0,085	
Ржаная и пшеничная солома через 3 месяца после укладки	15...17	0,045...0,050	

1	2	3	4
Сено и солома в прессованном виде	12...17	0,250...0,290	
Соломенная резка сухая	12...16	0,030...0,050	50...60
Сено измельченное	12...13	0,060...0,150	
Травяная мука	12...14	0,180...0,200	34...65
Сенная резка	12...17	0,150...0,180	45...47
Зеленая масса			
ржи	73...77	0,280...0,350	47...49
вики-овса	78...80	0,280...0,330	50...55
кукурузы	78...80	0,300...0,350	53...55
Кукурузный силос из траншеи	72...80	0,600...0,750	45...53
Кукурузный силос разрыхлен.	72...77	0,350...0,400	
Комбисилос	75...80	0,750...0,800	42...50
Сенаж травяной из хранилищ	50...55	0,400...0,600	50...55
Сенаж травяной разрыхлен.	50...55	0,300...0,350	45...55

Среднюю объемную массу корма в хранилищах можно определить по зависимости [28]:

$$\rho_{cp} = \rho_0 (1 + h k_h) \quad (29)$$

где ρ_0 — объемная масса при измерении в кубе вместимостью 0,25 м³, кг/м³;

h — высота засыпки, м;

k_h — коэффициент самоуплотнения, 1/м.

По данным опытов: для измельченной соломы $k_h = 0,0038...0,0040$; для травяной муки $k_h = 0,018...0,0020$.

Плотность γ корма определяют как отношение его массы к объему корма без пустот. Так как в общем объеме насыпной массы объем пустот в несколько раз больше объема самого материала, то плотность корма в несколько раз больше объемной массы (насыпной плотности). Так, у соломенной сечки влажностью 9,8% с содержанием частиц длиной 2,5...10 мм — 18,7%, 20...30 мм — 44,7%, 30...50 мм — 23,2%, свыше 50 мм — 13,2% плотность равна 1,16 т/м³, в то время как объемная ее масса даже при большей влажности (12...16%) равна 0,03...0,05 т/м³ (см. табл. 2).

2.2.2. Механические свойства кормов

К механическим свойствам кормов относятся сопротивления массы корма перемещению по различным поверхностям, угол естественного откоса, боковое давление корма на стенки емкости, в которой он находится,

сопротивление различным деформациям, релаксация напряжений, ползучесть. Все эти свойства характеризуются соответствующими коэффициентами и зависимостями.

Сопротивление перемещению корма оценивают коэффициентами трения и сдвигающими напряжениями.

Коэффициенты внешнего ($f_{\text{н}}$), — внутреннего ($f_{\text{в}}$) трения покоя и движения сыпучих кормов определяют общепринятыми методами с использованием для сыпучих кормов соответствующих формирующих элементов — стальных колец (обычно $\varnothing 100$ мм).

Корм засыпают в установленные на приборе кольца (рис. 44), излишек счищают стальной линейкой по плоскости верхнего кольца. Нагружают корм пружин, включают привод сдвигающего стержня и самопишущего прибора. При определении $f_{\text{н}}$ опыт продолжают до сдвига на 0,9 диаметра кольца, при определении $f_{\text{в}}$ — до сдвига на 1 см по поверхности трения. Скорость сдвига 0,02...0,03 см/с. Предварительно определяют сопротивление сдвигу незаполненных колец по поверхности трения и друг по другу. Опыты проводят для каждого вида корма. При этом определяют зависимость коэффициента трения от массы грузов, от влажности.

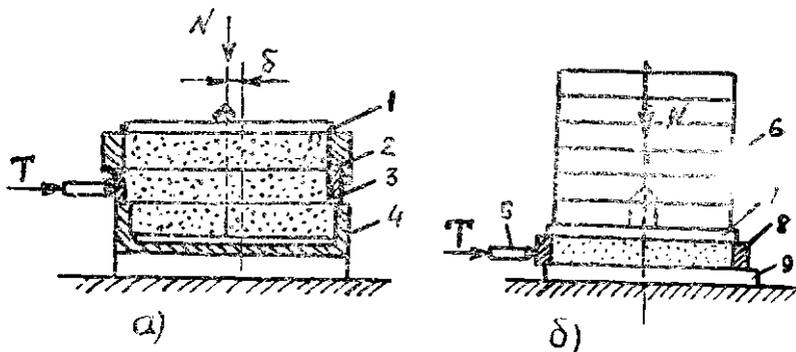


Рис. 44. Схема прибора для определения сдвигающих усилий в испытуемом материале (а) и по поверхности трения (б): 1, 7 — крышки; 2, 3, 8 — кольца; 4 — корпус; 5 — нагружающий стержень; 6 — грузы; 9 — поверхность трения.

Коэффициенты трения f и сдвигающее напряжение τ (Н/м^2) определяют из соотношений:

$$f_n = \frac{T_n - T}{9,8 m} ; \quad f_a = \frac{T_c - T}{9,8 m} ; \quad \tau = \frac{T_c - T}{S} , \quad (30; 31; 32)$$

где T_n и T_v — силы сопротивления сдвигу образца по поверхности трения и по образцу, Н;

m — масса груза с учетом массы образца, кг;

S — площадь поверхности трения.

Опытами установлено, что, как правило, $f_v > f_n$. Во всех случаях при малых давлениях значения f_n и f_v неустойчивы. С увеличением давления выше 9,8...11,2 кПа значения f_v и f_n несколько стабилизируются и медленно убывают.

Коэффициенты трения f_v и f_n увеличиваются с увеличением влажности соломы (рис. 45); увеличивается и начальное сопротивление сдвигу τ .



Рис. 45. Зависимость изменения коэффициентов трения f_n и f_v соломы озимой пшеницы от влажности w .

В Мелитопольском институте механизации сельского хозяйства проведены опыты [88] по определению коэффициента трения покоя и движения эспарцетной соломы по поверхностям из различных материалов.

Для исследования коэффициентов трения покоя (при $v=0$) разработан и изготовлен специальный трибомер (рис. 46) с электрической сигнализацией начала сдвига испытуемого образца, а для исследования коэффициента трения движения (при $v>0$) модернизирована (рис. 46) известная конструкция прибора Л. В. Крагельского [24].

В опытах по определению коэффициента трения покоя пучок стеблей соломы 12 (при измерении трения на торцах) или 16 (при измерении трения на боковых поверхностях), сжатый оправкой 11 (или 15), устанавливался на пластинку 13 из испытуемого материала, нагружался для достижения

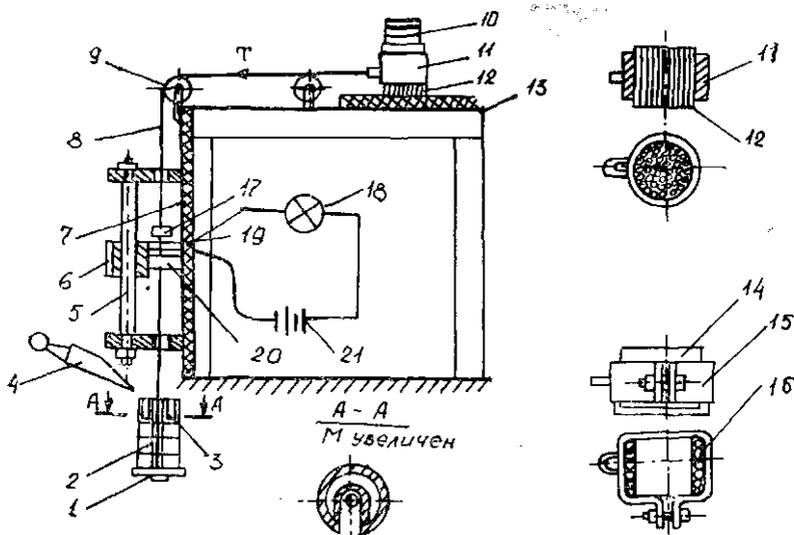


Рис. 46. Трибометр: 1 — подвеска; 2 — гиря; 3 — короб; 4 — совок; 5 — направляющая; 6 — ползун; 7 — рама; 8 — нить; 9 — блок; 10 — разновесы; 11 — оправка цилиндрическая; 12 — пучок соломы; 13 — пластина; 14 — деревянный брусок; 15 — оправка призматическая; 16 — пучок соломы; 17 — подвижный контакт; 18 — сигнальная лампа; 19 — неподвижный контакт; 20 — пружина; 21 — аккумулятор.

требуемого нормального давления (N) разновесами 10 и сдвигался силой (T), создаваемой гирей 2 и массой песка, плавно засыпаемого из совочка 4 в коробок 3. Гиря с коробком устанавливалась на подвеске 1, связанной нитью 8, перекинутой через блок 9, с оправкой 11 (или 15). Как только усилие T незначительно превышало максимальное значение силы трения, начинался сдвиг оправки с пучком соломы. При этом подвижный контакт 17, закрепленный на нити, опускаясь, касался контакта 19, установленного на ползуне 6; электрическая цепь лампы 18 и батареи элементов 21 замыкалась; свет лампы сигнализировал о моменте начала сдвига и о необходимости прекращения подачи песка в коробок. Положение ползуна с контактом 19 на направляющей 5 фиксировалось силами трения, создаваемыми действием сил упругости пластинчатой пружины 20. Перед началом опыта зазор между контактами устанавливался в 2...3 мм. Усилие T определялось как сумма масс подвески,

гири и коробка с песком. Взвешивание их производилось на электронных весах ВЭЛ-200. Коэффициент трения определялся по известной зависимости

$$f = \frac{T}{N}, \quad (33)$$

где сила T определялась как масса разновесов и оправки с пучком соломы. Плавное увеличение усилия, сдвигающего испытуемый образец соломы, достигаемое за счет медленной подачи песка в коробок, и точное определение начала сдвига гильзы с помощью светового сигнала обеспечили высокую точность определения усилия T , о чем свидетельствуют малые разбросы результатов повторно проведенных опытов.

Для повышения надежности и упрощения конструкции прибора И. В. Крагельского [24] в процессе модернизации с него сняты клиноремленной вариатор, двигатель переменного тока заменен двигателем 8 постоянного тока, включенный в обычную однофазную электрическую сеть через выпрямитель 9 и 11 (рис. 47). Плавное регулирование в широких пределах (от $n=200$ мин⁻¹ до $n=1800$ мин⁻¹) частоты вращения диска достигается линейным трансформатором (латром) 10 путем изменения напряжения в обмотке якоря.

В опытах по определению коэффициентов трения движения (f_d) пучок соломы 6, помещенный в оправку 5 и установленный на вращающийся диск 1, удерживался в неподвижном состоянии лентой 2, связанной с пружиной самописца 3. Усилие T , необходимое для удержания гильзы с пучком соломы, уравновешиваемое силой упругости пружины самописца, откладывалось в некотором масштабе по ординатам диаграммы, автоматически записываемой на бумажной ленте. Различные по величине нормальные давления на пучок соломы создавались с помощью набора разновесов 4. Усилия T измерялись как при трении соломы по стальному диску, так и по прикрепленным к нему деревянному и резиновому дискам. Величины коэффициентов трения движения (f_d) определяли также по зависимости (33).

Ниже результаты опытов представлены графиками, построенными по средним арифметическим значениям результатов опытов, проведенных с пятикратной повторностью.

Изменение коэффициентов трения покоя f_n (рис. 45), вызываемое изменениями условий проведения опытов, можно объяснить совокупным влиянием изменений шероховатости поверхностей пластин (у стальной и резиновой $R_d=0,5-0,62$ мкм, у фанерной $R_z=20-40$ мкм), податливостью по-

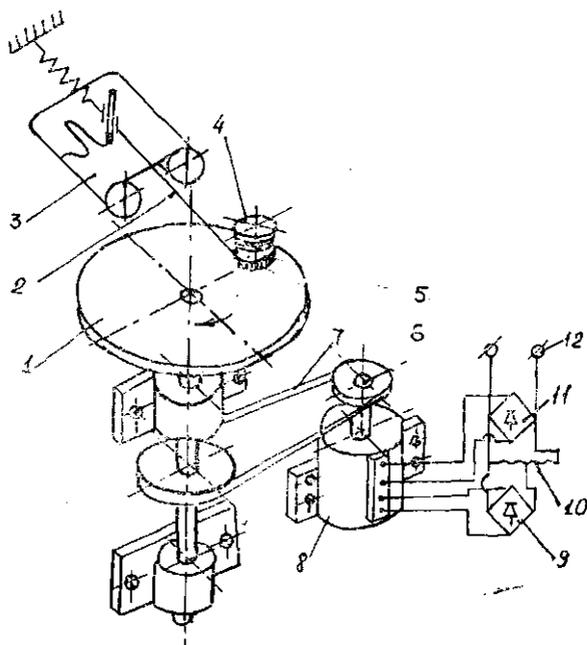


Рис. 47. Схема модернизированной конструкции прибора для определения коэффициентов трения движения: 1 — диск; 2 — нить; 3 — самописец; 4 — разновесы; 5 — оправка; 6 — пучок соломы; 7 — клиноремная передача; 8 — двигатель постоянного тока; 9 — выпрямитель к обмотке ротора; 10 — латр; 11 — выпрямитель к обмотке статора; 12 — контакты цепи питания.

верхностей контакта стеблей (из-за наличия мягкой сердцевинки поперечные сечения стеблей более податливы, чем их боковые поверхности), изменениями адгезионных сил — сил молекулярного сцепления. Влияние последнего из указанных факторов выражается в закономерности зависимости f от величины нормального давления. Увеличение нормальной силы давления сопровождается явно выраженной тенденцией снижения коэффициента трения (рис. 48, а, б, в, г), что в соответствии с двухчленным законом Кулона [67]

$$T = A + N\mu = N \left(\frac{A}{N} + \mu \right) = f N \quad (34)$$

объясняется снижением удельной силы $\frac{A}{N}$ молекулярного сцепления контактирующих тел (здесь A — суммарная сила

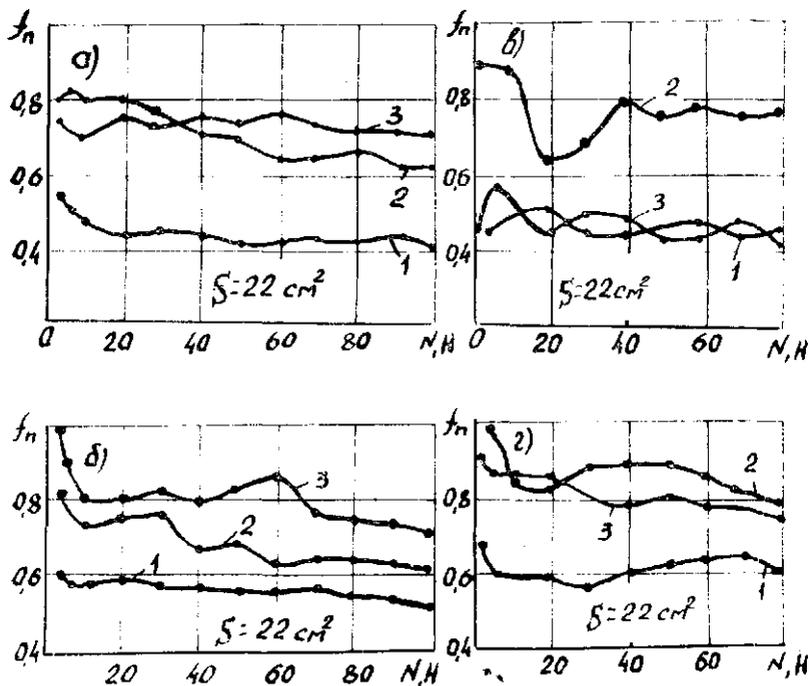


Рис. 48. Графики изменений коэффициента трения покоя f_n поперечных сечений (а, б) и боковых поверхностей (в, г) стеблей эспарцетной соломы влажностью $w=14\%$ по сухим (а, в) и влажным (в, г) поверхностям стальной (1), резиновой (2) и деревянной (3) пластинам в зависимости от изменения нормального давления.

молекулярного сцепления, μ — коэффициент трения по закону Кулона, f — коэффициент трения по закону Амонтона). Влияние влажности стеблей и пластин объясняется изменением величины Λ .

Наблюдаемые изменения коэффициента трения движения (рис. 49) объясняются совокупным влиянием шероховатости поверхности трения, образованием на этой поверхности «волны» деформации, податливостью стержней соломы деформации, действием сил молекулярного сцепления, смазочным действием слоя влаги, действием образующихся продуктов износа.

Угол естественного откоса β_0 характеризует взаимную подвижность частиц сыпучего продукта. Он зависит от коэффициента внутреннего трения, грануло-

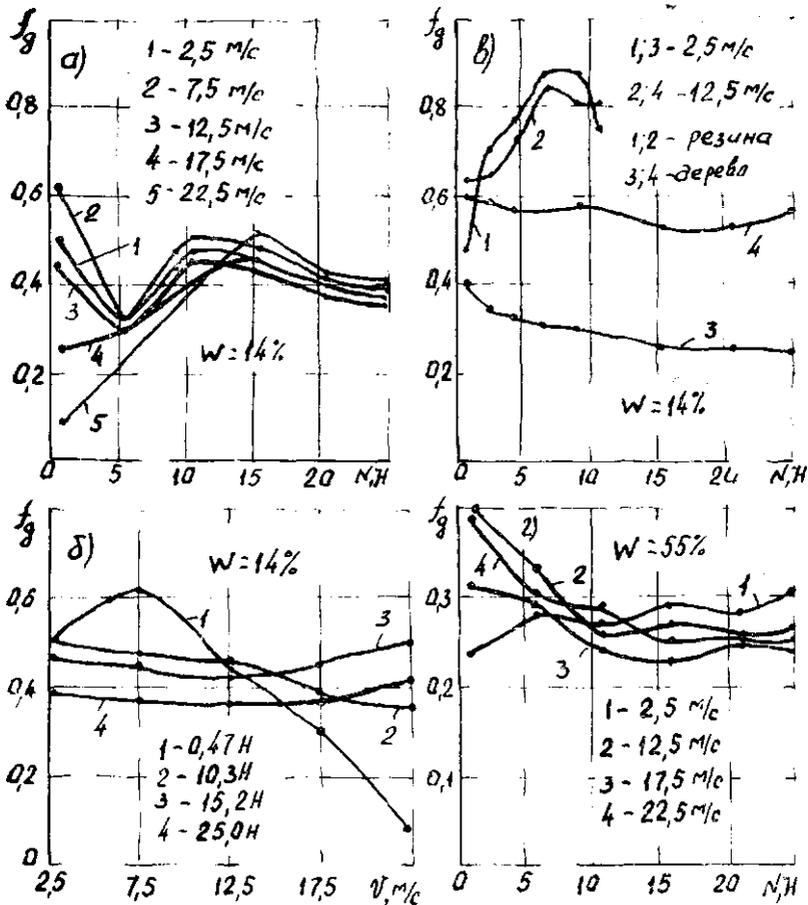


Рис. 49. Графики изменений коэффициента трения движения f_d поперечных сечений стеблей эспарцетной соломы влажностью $w=14\%$ по стальному (а, б) и деревянному (в) диску, по стальному диску (г) при влажности $w=55\%$ в зависимости от нормального давления N (а, в, г) при разных скоростях и от скорости (б) скольжения v при разных нормальных давлениях.

метрического состава, влажности и других свойств. Угол естественного откоса измельченных листостебельных кормов определяют способом обрушения. Для этого ящик вместимостью 50...100 кг заполняют наполовину продуктом, выравнивают слой продукта и затем ящик плавно поворачивают на 90° (рис. 50).

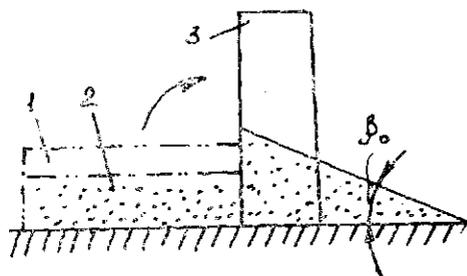


Рис. 50. Схема определения угла естественного откоса: 1 — начальное положение ящика; 2 — испытуемый материал; 3 — повернутое положение ящика.

Угол β_0 естественного откоса (угол между плоскостью пола и поверхностью корма) измеряют угломером с линейкой. Угол β можно определить также замером угла, который образуется между площадкой и откосом кучи выгруженного самосвалом материала.

Коэффициент бокового давления ξ характеризует рыхлительное свойство массы корма, занимающего ограниченную стенками емкость (например, бункер) и находящегося под действием нагрузки. Коэффициент ξ определяют прибором (рис. 51). Взвешенную порцию корма засыпают в бункер прибора, сверху укладывают уплотнительную

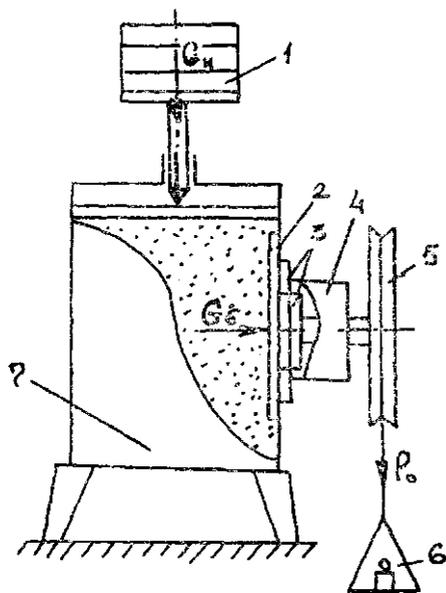


Рис. 51. Схема прибора для определения коэффициента бокового давления: 1 — груз; 2 — диафрагма; 3 — диски трения; 4 — корпус; 5 — шкив; 6 — груз; 7 — бункер.

пластину и крепят фиксирующую крышку. В направляющую втулку крышки вводят нагружающий стержень и последовательно нагружают кормовой материал грузами 1. Нормальное усилие G_n , создаваемое грузами, вызывает боковое усилие G_b , которое через полиэтиленовую пленку 2, прикрывающее окно бункера, передается на диск трения 3. Величину бокового усилия определяют по моменту трения, возникающему на диске трения и измеряемому с помощью шкива 5 и груза 6.

Коэффициент бокового давления определяют из отношения:

$$\xi = \frac{\sigma_b}{\sigma_n} = \frac{G_b}{S_b} : \frac{G_n}{S_n} = k \cdot \frac{G_b}{G_n}, \quad (35)$$

где σ_n и σ_b — соответственно нормальное и боковое давление, Па;

G_n и G_b — нормальное и боковое усилия, Н;

S_n и S_b — площади соответственно уплотнительной и боковой пластин, м²;

$k = \frac{S_n}{S_b}$ — постоянная прибора.

Соотношение между моментом трения диска и боковым давлением определяют тарировкой прибора нагрузкой диска определенными боковыми усилиями (динамометром или грузом) и измерением момента проворачивания шкива.

Усилие бокового давления с большой точностью может быть измерено с помощью электрического тензодатчика.

Для измельченной соломы влажностью 9,7...15,8% коэффициент бокового давления 0,20...0,15.

2.2.3. Технологические свойства кормов

Свойства материала, обуславливающие сопротивляемость разделения его на части (измельчения), называются технологическими свойствами. Как следует из зависимости (см. 2.3), критическая сила $F_{кр}$, при которой завершается предварительное сжатие материала и начинается его резание лезвием, зависит от модуля упругости E , коэффициента Пуассона μ , коэффициента трения материала о лезвие f , разрушающего контактного напряжения на кромке лезвия σ_p . Совокупность этих физико-механических свойств главным образом определяют технологические свойства материала в процессе измельчения резанием.

Модуль упругости и модуль деформации. Для листостебельной массы как для упруговязкого материала, зависимость между напряжением сжатия $\sigma_{сж}$ и относительной деформацией ϵ не выражается законом Гука:

$$\sigma_{сж} = E \epsilon \quad (36)$$

где $\epsilon = \frac{\Delta h}{h}$ определяется отношением абсолютного уменьшения Δh высоты к начальной высоте h слоя материала.

Здесь зависимость криволинейна (рис. 52) и коэффициент пропорциональности E правильнее назвать не модулем упругости, а модулем деформации. Различают три вида модуля деформации: секущий, средний и локальный.

Секущий модуль деформации определяется как отношение напряжения $\sigma_{сж}$ к относительной деформации ϵ , вызванный этим напряжением, или как тангенс $\operatorname{tg} \alpha$ — угла между секущей, проведенной к точке M , и осью ϵ графика $\sigma_{сж}(\epsilon)$ (см. рис. 52):

$$E_{сек} = \operatorname{tg} \alpha = \frac{\sigma_{сж}}{\epsilon} \quad (37)$$

В зависимости (53, см. 2.3) для определения критической силы надо подставлять значение секущего модуля деформации, соответствующего разрушающему контактному напряжению σ_p .

Средний модуль деформации определяется отношением приращения напряжения $\Delta \sigma = \sigma_2 - \sigma_1$, к вызываемому им приращению деформации $\Delta \epsilon = \epsilon_2 - \epsilon_1$ (см. рис. 52).

$$E_{ср} = \frac{\Delta \sigma}{\Delta \epsilon} = \frac{\sigma_2 - \sigma_1}{\epsilon_2 - \epsilon_1} \quad (38)$$

Предел отношения $\frac{\Delta \sigma}{\Delta \epsilon}$ при $\Delta \epsilon \rightarrow 0$ называется локальным модулем деформации для точки M кривой $\sigma_{сж}(\epsilon)$. Он может быть определен как тангенс угла β наклона касательной в точке M кривой $\sigma_{сж}(\epsilon)$:

$$E_{л} = \operatorname{tg} \beta = \lim_{\Delta \epsilon \rightarrow 0} \frac{\Delta \sigma}{\Delta \epsilon} = \frac{d \sigma}{d \epsilon} = \frac{d \sigma}{d h} h \quad (39)$$

Локальный модуль деформации отражает состояние материала при заданной его плотности.

Коэффициент Пуассона представляет собой отношение поперечного относительного расширения ϵ_p (сжатия) к продольному относительному сжатию $\epsilon_{сж}$ (растяжения) сжимаемого (растягиваемого) образца материала (рис. 53).

$$\mu = \frac{\epsilon_p}{\epsilon_{сж}} \quad (40)$$

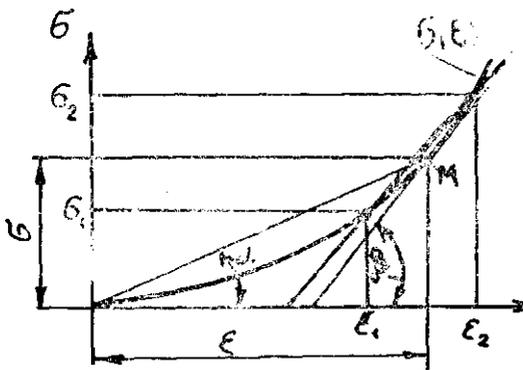


Рис. 52. График $\sigma(\epsilon)$ к определению различных модулей деформаций.

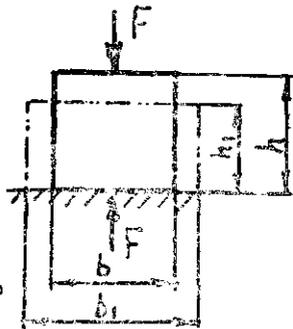


Рис. 53. Схема увеличения поперечных размеров при продольном сжатии бруска.

Для определения коэффициента Пуассона порция листовальной массы 4 подвергается всестороннему сжатию в прессовальной камере 5 (рис. 54). Испытываемая масса сжимается через поршень 6 усилием F_{1z} . Часть усилия F_{1z} передается на дно и измеряется мездозой 2 и уравнивается реакцией F_{2z} , остальная часть уравнивается силами, трения материала о стенки прессовой камеры и фиксируется мездозой 1. Абсолютную величину деформации сжатия определяют по показанию индикатора.

Из условия равновесия элемента сжимаемого материала, расположенного на расстоянии z от верха и толщиной d_z ,

$$\Sigma Z = (\sigma_z - d \sigma_z) b^2 - \sigma_z b^2 + 4 f \sigma_x b d_z = 0 \quad (41)$$

или

$$b^2 d \sigma_z = 4 f \sigma_x b d_z .$$

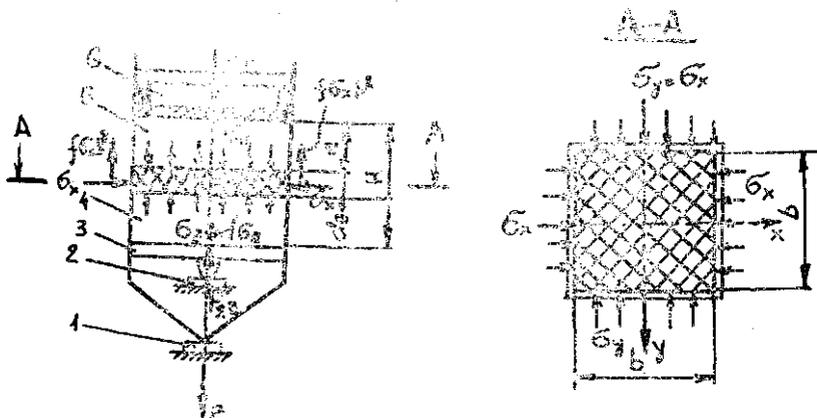


Рис. 54. Прибор для определения коэффициента Пуассона: 1, 2 — сетки; 3 — подвижное дно камеры; 4 — прессовальная камера; 5 — испытуемый материал; 6 — поршень.

Стенки прессовальной камеры можно считать абсолютно неподатливыми и приведенную деформацию материала в направлении оси x считать равной нулю:

$$\frac{\sigma_1}{E} - \mu \frac{\sigma_z}{E} - \mu \frac{\sigma_y}{E} = 0 \quad (42)$$

С учетом того, что $\sigma_y = \sigma_x$, из зависимости (42) получим, что

$$\sigma_x = \sigma_z \frac{\mu}{1 - \mu} \quad (43)$$

Подставив это значение σ_x в уравнения (41), после простейших преобразований получим дифференциальное уравнение

$$\frac{d\sigma_z}{\sigma_z} = 4 \frac{z}{b} \cdot \frac{\mu}{1 - \mu} dz$$

интегрируя которое, найдем

$$\ln \sigma_z = 4 \frac{\mu}{b} \cdot \frac{z^2}{1 - \mu} + C$$

Из начального условия, что при $z=0$, напряжение $\sigma_z = \frac{F_{1z}}{b^2}$, найдем, что

$$C = \ln \frac{F_{1z}}{b^2}$$

и

$$\ln \sigma_z = 4 \frac{f}{b} \cdot \frac{\mu}{1-\mu} z + \ln \frac{F_{1z}}{b^2}$$

При $z=H$ напряжение $\sigma_z = \frac{F_{2z}}{b^2}$ и

$$\ln \frac{F_{2z}}{b^2} = 4 \frac{f}{b} \cdot \frac{\mu}{1-\mu} H + \ln \frac{F_{1z}}{b^2}$$

Отсюда

$$\ln \frac{F_{2z}}{b^2} - \ln \frac{F_{1z}}{b^2} = 4 \frac{f}{b} \cdot \frac{\mu}{1-\mu} H$$

и искомый коэффициент Пуассона определяется по найденным из опытов значениям усилий F_{1z} , F_{2z} и коэффициенту f трения зависимостью

$$\mu = \frac{1}{\frac{4fH}{b \ln \frac{F_{2z}}{F_{1z}}} + 1} \quad (44)$$

Построив по результатам этих же опытов графики (рис. 52) изменения напряжений σ_z в зависимости от деформацией ϵ_z , можно из этих же опытов определить и значения модулей деформаций E при всестороннем сжатии.

Значения μ и E , получаемые в опытах, существенно зависят от плотности укладки испытуемой листователбной массы, поэтому для достижения сопоставимости результатов опытов все опыты следует проводить, соблюдая одинаковую плотность укладки стеблей.

Наряду со статическими используются и динамические методы определения коэффициента Пуанссона и модуля деформации.

Для динамического определения коэффициента Пуассона пользуются зависимостью [60]:

$$\mu = \frac{1 - 2a^2}{2(1 - a^2)}, \quad (45)$$

где $a = \frac{v_S}{v_L}$ представляет собой отношение скорости распространения поперечных волн v_S к скорости распространения продольных волн v_L в испытуемом материале.

Модуль упругости деформации в этом случае определяется зависимостью

$$E = \frac{v_L^2 \rho (1 + \mu)(1 - 2\mu)}{1 - \mu}, \quad (46)$$

где ρ — объемный вес материала.

Разрушающие контактные напряжения на кромке лезвия σ_p определяются как отношение давления $F_{рез}$ на площадь $S_{кр}$ кромки лезвия, находящегося в контакте с материалом:

$$\sigma_p = \frac{F_{рез}}{S_{кр}} = \frac{F_{рез}}{\delta \Delta l}, \quad \text{кгс/мм}^2 \quad (47)$$

или при длине резания $\Delta l = 1$ мм,

$$\sigma_p^1 = \frac{F_{рез}}{\delta}, \quad (48)$$

где σ — толщина лезвия, мм.

Величина σ_p зависит от физико-механических свойств измсльчаемого материала, от толщины и угла заточки лезвия. Прилагая очень малые силы к очень острым лезвиям, можно получить очень большие контактные напряжения. При тупых лезвиях для создания концентраций напряжений, равных разрушающим, требуются огромные внешние силы. Поэтому определения σ_p для всех испытуемых листовых масс должны проводиться лезвиями одинаковой остроты δ и с одинаковым углом заточки β . При одинаковых условиях испытаний величина контактных напряжений σ_p зависит прежде всего от свойств материалов и является од-

ним из показателей, определяющих технологические, а именно его негоскальпические свойства (в переводе с латинского — него — отрицать, скальпо — резать).

Исследованиями установлено, что в процессе измельчения стеблей лезвием волокна их испытывают самые разнообразные деформации: смятие, сжатие в поперечном направлении, сдвиг, изгиб, растяжение в продольном направлении. Разрушение волокон происходит под кромками лезвия в большинстве случаев за счет их продольного растяжения при обтекании ими кромок лезвия, а не за счет высоких контактных напряжений. Этим объясняется то, что опытные значения разрушающих напряжений σ_p для листостебельных масс значительно ниже разрушающих контактных напряжений σ_k для этих материалов. Поэтому название σ_p контактными следует считать условным.

Одним из важных технологических свойств измельчаемого материала является его способность изнашивать лезвия ножей. Изнашивающее свойство измельчаемого материала оценивают коэффициентом изнашивающего действия. Коэффициент изнашивающего действия определяют как отношение количества эталонного материала $Q_э$ к количеству исследуемого Q_n , вызывающего такой же износ принятого лезвия:

$$\xi_n = \frac{Q_э}{Q_n} . \quad (49)$$

Коэффициент ξ_n является относительным показателем. За эталонный материал принимают стебли кукурузы молочно-восковой зрелости, заготавливаемые измельченнем на силос.

Ниже в таблице 16 приводятся технологические свойства листостебельных материалов.

Данные этой таблицы могут быть использованы для расчета ножевых измельчающих аппаратов. Для расчета молотковых измельчающих аппаратов в качестве параметра, характеризующего сопротивление стеблей разрушению (разлому) ударом используют угол излома. Однако величина этого угла в литературных источниках, к сожалению, приводится лишь для стеблей конопля (см. 2.5). Необходимость экспериментального определения углов излома для различных листостебельных культур, так же как и определения изнашивающего действия этих материалов на молотки, не подлежит сомнению.

Табл. 16. Технологические (пегоскопические) и износные свойства
 слоя измельчаемых материалов
 (по данным Н. Е. Резника [60])

Материал	Модуль деформации E , Н/мм ²	Кoeffициент Пуассона, μ	Кoeffициент трения f по стали		Разрушающее контактное напряжение, σ_p , Н/мм ²	Критическое усилие резания $R_{кр}$, Н		Кoeffициент износа действующего обрабатываемого материала на лезвие ξ_i
			статический	динамический		расчетное	экспериментальное	
Кукуруза	34,5...37,1	0,0394...0,071	0,52...0,54	0,41...0,47	16,2...19,7	80,5...101	82...93	0,122...0,127
Подсолнечник	42...46	0,0269...0,04	0,76...0,80	0,52...0,54	18...21	73...112	89...100	0,141...0,148
Пшеница озимая	60...80	0,03...0,155	0,37...0,40	0,49...0,53	11...13	53...64	57...68	0,11...0,16
Рожь	60...82	0,032...0,162	0,36...0,39	0,47...0,50	11,5...14,2	62...70	63...74	0,091...0,105
Тростник для целлюлозно-бумажного производства	22...24	0,007...0,03	0,75...0,81	0,51...0,60	21...30	89...116	98...117	0,98...1,20
Лён	18...24	0,0098...0,11	0,47...0,69	0,36...0,80	19...22	104...121	108...120	0,126...0,136
Конопля	18...24	0,0097...0,105	0,51...0,59	0,47...0,49	20,3...27,1	94...130	110...124	0,12...0,139
Солома пшеничная	27...31	0,004...0,061	0,33...0,39	0,26...0,28	23...30,5	98...121	107...120	0,22...0,235
Сено	23...28	0,004...0,12	0,35...0,39	0,48...0,58	20...30	90...130	110...122	0,194...0,21
Трава	20...25	0,061...0,183	0,34...0,92	0,56...0,80	10...15	53...62	57...64	0,079...0,084
Вико-овес	36...38	0,085...0,116	0,33...0,35	0,28...0,31	9...12	47...58	20...54	0,08...0,095
Древесина	10000... 15000	0,104...0,51	0,78...0,82	0,5...0,79	19...49	32...74	27...70	0,86...0,97

2.3. СИЛОВОЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ЛЕЗВИЙ С ИЗМЕЛЬЧАЕМЫМ КОРМОМ

2.3.1. Виды резания

Взаимодействие лезвия с измельчаемым листостебельным кормом состоит из двух этапов: предварительного уплотнения и собственно резания материала. Различают три вида резания: нормальное, наклонное и скользящее (рис. 55).

При нормальном резании лезвие ножа располагается параллельно поверхности измельчаемого материала (рис. 55, а), и резание производится нормальной силой N , без участия касательных сил. Имеет место рубка материала.

При наклонном резании (рис. 55, б), усилие $F_{рез}$, прилагаемое к ножу, разлагается на нормальное усилие N и касательное T , но так как при этом угол скольжения τ , меньше суммы углов трения $\varphi_1 + \varphi_2$ материала о лезвие ножа и о противорезающую пластину, то боковая сила не может вызвать скольжения частиц материала по лезвиям. Однако вследствие кинематической трансформации угла заточки, заключающейся в уменьшении фактического угла заточки β при перемещении косо поставленного лезвия, происходит уменьшение потребного усилия резания.

Величина трансформированного угла заточки β_1 определяется [60] из формулы (рис. 56)

$$\operatorname{tg} \beta_1 = \operatorname{tg} \beta \frac{v_n}{\sqrt{v_n^2 + v_\tau^2}} \quad (50)$$

где v_n и v_τ нормальная и тангенциальная скорости перемещения лезвия.

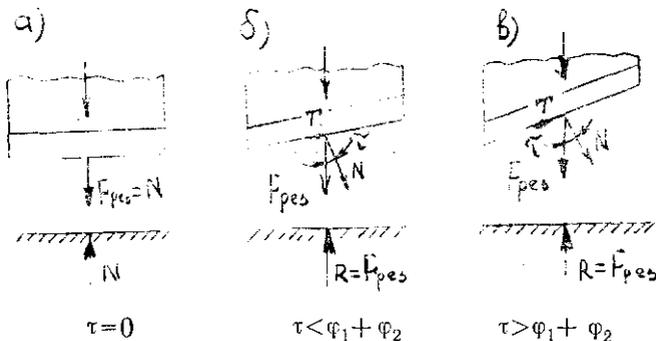


Рис. 55. Схемы различных видов резания: а — нормальное; б — наклонное; в — скользящее резание.

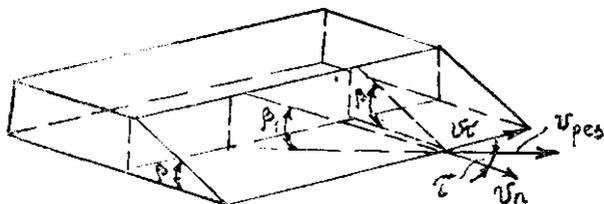


Рис. 56. Нормальный (β) и трансформированный (β_1) углы заточки лезвия.

При скользящем резании (рис. 55, в) угол скольжения больше суммы углов трения $\varphi_1 + \varphi_2$ ($\tau > \varphi_1 + \varphi_2$). Резание производится нормальной и боковой силами. Боковая сила в этом случае вызывает скользящее движение частиц материала вдоль по лезвию (или лезвия по материалу). Вследствие недостаточности силы сцепления (трения) частицы материала отстают от бокового движения ножа; возникающее относительное движение обеспечивает перепиливающее действие микровыступов лезвия, вызывая тем самым разрушение материала. Усилие и работа, затрачиваемые для скользящего резания, меньше, чем при наклонном резании.

Тангенс угла скольжения представляет отношение тангенциальной составляющей скорости к нормальной составляющей. Это отношение называется коэффициентом $\xi_{ск}$ скольжения:

$$\xi_{ск} = \operatorname{tg} \tau = \frac{v_{\tau}}{v_n} \quad (51)$$

2.3.2. Нормальное резание

В случае нормального резания лезвием с односторонней заточкой, критическая сила $F_{кр}$ (при которой завершается процесс предварительного сжатия материала и начинается резание) равна сумме сил, требуемых на процессы непосредственного резания $F_{рез}$, на сжатие части материала под лезвием — $F_{сж}$, на преодоление сил трения вертикальной — T_v и наклонной — T_n граней лезвия (рис. 57):

$$F_{кр} = F_{рез} + F_{сж} + T_v + T_n \quad (52)$$

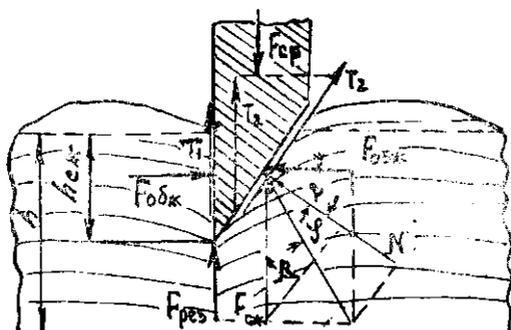


Рис. 57. Схема силового взаимодействия лезвия с односторонней заточкой в процессе нормального резания листостебельной массы: $F_{кр}$ — критическая сила; $F_{рез}$ — сила сопротивления материала под кромкой лезвия; $F_{обж}$ — сила обжатия материала; T_1 и T_2 — силы трения на гранях лезвия; $F_{сж}$ — сила сопротивления слоя сжатия фаской лезвия; N — нормальное давление.

При условии, что процесс сжатия соломы подчиняется закону Гука (36), после подстановки значений всех компонентов критического усилия для лезвия длиной $\Delta l=1$, зависимость (52) принимает следующий вид:

$$F_{кр} = \delta \sigma_{кр} + \frac{E}{2} \cdot \frac{h_{сж}^2}{h} [\operatorname{tg} \beta + f \sin^2 \beta + \mu (f + \cos^2 \beta)], \quad (53)$$

где δ и β — соответственно острота и угол заточки лезвия; h и $h_{сж}$ — толщина перерезаемого и сжатого лезвием до начала резания слоя материала; E , μ , $\sigma_{кр}$ — соответственно модуль деформации, коэффициент Пуассона, коэффициент трения и разрушающее контактное напряжение на кромке лезвия.

Обычно считают, что величина сжимающих напряжений σ и относительное сжатие $\varepsilon = \frac{h_{сж}}{h}$ слоя соломы с начальной высотой связаны степенной зависимостью

$$\sigma = E \varepsilon^n, \quad (54)$$

где $h_{сж}$ — уменьшение начальной толщины;
 E — модуль деформации;
 $n \neq 1$ — показатель степени.

По результатам же экспериментальных исследований соломы необмолоченной пшеницы сорта «Украинка» при

$\sigma < 3$ кгс/см² М. А. Пустыгин [49] установил, что соотношения между σ и уменьшением $h_{сж}$ начальной толщины h слоя соломы выражается показательной зависимостью

$$\sigma = A e^{c \frac{h_{сж}}{h}}, \quad (55)$$

а при $\sigma > 3$ кгс/см² — зависимостью

$$\sigma = A e^{c \frac{h}{h - h_{сж}}}, \quad (56)$$

где $e \approx 2,72$ — основание натуральных логарифмов.

По результатам исследований деформации сжатия соломы обмолоченной пшеницы сорта «Безостая-1» Б. А. Петров [46] установил, что зависимость (55) с достаточной степенью точности описывает изменение σ от h при величине $\sigma \leq 10$ кгс/см². Опытами, проведенными в Мелитопольском институте механизации, со сжатием соломы пшеницы, риса, эспарцета, установлено, что изменение напряжений от деформации сжатия выражается степенной зависимостью (54) с высокой точностью (погрешность порядка 2...5,5%). Погрешности при использовании показательных зависимостей (55) и (56) достигают нескольких десятков процентов. Поэтому использование этих показательных зависимостей нельзя рекомендовать.

При использовании степенной функции (54) усилие $F_{сж}$ определяется более сложной зависимостью

$$F_{сж} = \frac{1}{1 + \frac{1}{n}} \cdot \left(\frac{F}{h} \right)^n \cdot h_{сж}^{(1 + \frac{1}{n})}; \quad (57)$$

соответственно усложняется и зависимость (53).

Учитывая, что для расчета можно использовать значение секущего* модуля деформации — $F_{сж}$ целесообразно применять для практических расчетов формулу (53).

* Оперировать здесь локальными значениями модуля деформации $F_{л}$, как это рекомендуется монографией [60], считаем ошибочным.

2.3.3. Общий случай резания

Более часто встречаемое и более общее является наклонное резание слоя стеблей пожом с двойной заточкой лезвия (рис. 58). Для этого случая получена [73] зависимость

$$F_{кр} = F_{рез} \cos \chi + N_1 \sin \beta_1 + N_2 \sin \beta_2 + T_1 \cos \beta_1 + T_2 \cos \beta_2, \quad (58)$$

где χ , β_1 и β_2 — соответственно угол наклона лезвия и углы его заточки.

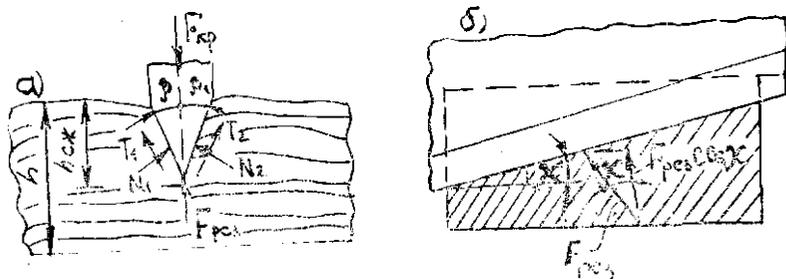


Рис. 58. Схема силового взаимодействия лезвия с двусторонней заточкой в процессе косо́го резания листовостеблевой массы: а — продольное; б — поперечное сечение пласта.

При наклонном резании нож последовательно проходит пять различных зон материала; длина рабочей части его лезвия и соответственно нагрузка на нож изменяются (рис. 59). На первой зоне длина рабочего участка ножа постепенно увеличивается от нуля до отрезка A_1M_1 . Допуская, что на высоте $h_{ск}$ происходит только сжатие слоя без среза, находят [73], что нагрузка на нож здесь изменяется от нуля до величины

$$F_{кр}^{**}) = \frac{1}{2 + \frac{1}{n}} \cdot h_{ск}^2 + \frac{1}{n} \cdot \left(\frac{E}{h} \right)^{\frac{1}{n}} \cdot \frac{tg \beta}{tg' \beta}, \quad (59)$$

где n — показатель степени зависимости (54) между ϵ и σ .

** Справедливо для случая $\beta_1 = \beta$, $\beta_2 = 0$.

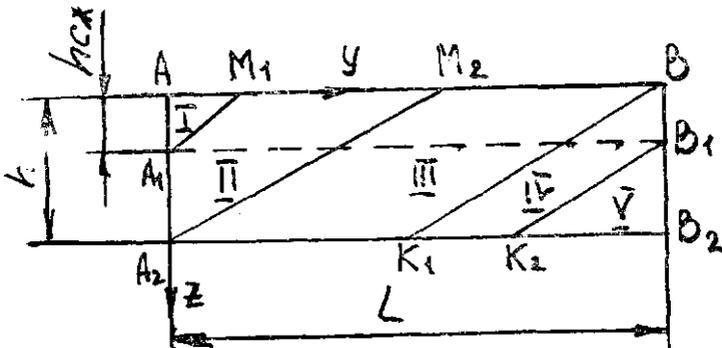


Рис. 59. Схема перемещения ножа по зонам слоя пласта.

На второй зоне ($h_{сж} \leq h$), характерной постоянством сжимающей силы и нарастанием силы резания, нагрузка на нож изменяется от величины $F_{1кр}$ до

$$F_{2кр} = \frac{1}{2 + \frac{1}{n}} \cdot \left(h_{сж} + \frac{1}{n} \right) \cdot \left(\frac{F}{h} \right)^{\frac{1}{n}} \cdot \frac{\operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \chi} + \delta \sigma_p (h - h_{сж}) \operatorname{ctg} \chi . \quad (60)$$

На третьей зоне длина рабочего участка ножа сохраняется постоянной и нагрузка на него

$$F_{3кр} = F_{2кр} = \text{const} . \quad (61)$$

На четвертой зоне сила сжатия равномерно снижается до нуля, а сила резания сохраняет свое постоянное значение, соответственно нагрузка изменяется от $F_{3кр}$ до

$$F_{4кр} = \delta \sigma_p (h - h_{сж}) \operatorname{ctg} \chi \quad (62)$$

На пятой зоне нагрузка на нож постепенно уменьшается от величины $F_{4кр}$ до нуля.

Зоны I, III, IV и V характерны изменениями нагрузок. Наиболее благоприятным динамическим режимом обладает процесс резания на третьей зоне. Следовательно, рациональным с точки зрения снижения неравномерности нагрузки на нож является такое сечение слоя, при котором отношение h/l будет возможно меньшим.

Выводы зависимостей (59...62) выполнены в допущении, что, как и при нормальном резании, высота сжимаемого слоя $h_{сж}$ до начала резания остается постоянной и при наклонном резании.

Приняв, что деформация сжатия измельчаемого слоя подчиняется закону Гука ($n=1$ и $\sigma=E\varepsilon$) усилие $F_{зкр}$, с которым нож проходит основную зону, можно определить из выражения

$$F_{зкр} = \frac{E}{3} \cdot \frac{h_{сж}}{h} \cdot \frac{tg \beta}{tg \chi} + \delta \sigma_p (h - h_{сж}) ctg \chi \cdot \quad (63)$$

2.3.4. Экспериментальное изучение процесса резания

Подлинная картина сложного процесса резания может быть выявлена только сочетанием теоретических и экспериментальных исследований, позволяющих выявить зависимости усилия и работы резания от многочисленных факторов. Во многих случаях исследования сложных процессов резания приоритет отдается эксперименту. Экспериментальное исследование процессов резания листостебельных материалов при различных скоростях проведены [60] на универсальном маятниковом копре, динамометре и на ротациональном копре.

В процессе резания слоя стеблей самопишущий аппарат маятникового копра записывает диаграмму резания. Диаграмму резания (рис. 60, а) можно разделить на два участка: первый участок соответствует процессу предварительного сжатия слоя лезвием на высоту $h_{сж}$ до давления $F_{рез}$, достаточного для проникновения лезвия в массу; второй участок (заштрихованная часть диаграммы) соответствует

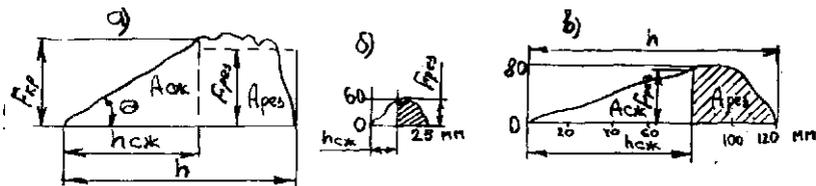


Рис. 60. Диаграммы статического резания растительной массы: а — стадии процесса резания; б — диаграмма резания листостебельной массы кукурузы слоем толщиной 25 мм; в — то же при слое толщиной 125 мм.

процессу резания - сгибания лезвия сквозь слой массы. Отклонение от плавности кривой на первом участке диаграммы указывает на неравномерность деформации стеблей, разрушение их оболочек при смятии. Колебание усилия резания (на втором участке диаграммы) объясняется изменением сопротивления резанию различных слоев и частей растений, образующих общий слой, а также чередованием резания и некоторым дополнительным сжатием.

Работу предварительного сжатия $A_{сж}$ можно выразить через общую высоту слоя h , высоту сжимаемого слоя $h_{сж}$ и модуль сжатия $\mathcal{E}_{сж}$ (Дж)

$$A_{сж} = \mathcal{E}_{сж} \frac{h_{сж}}{h} \cdot \quad (64)$$

Эту же работу можно выразить через высоту сжатия $h_{сж}$ и критическую силу $F_{кр}$ (см. рис. 60, а):

$$A_{сж} = \frac{1}{2} h_{сж} F_{кр} \cdot \quad (65)$$

Из совместного решения зависимостей (64) и (65) модуль сжатия массы лезвием

$$\mathcal{E}_{сж} = \frac{1}{2} h_{сж} F_{кр} \cdot \quad (66)$$

Отношение критической силы $F_{кр}$ к высоте слоя сжатия $h_{сж}$, равное тангенсу угла θ наклона гипотенузы треугольника первого участка диаграммы, называют коэффициентом сопротивления $k_{сж}$ слоя сжатию:

$$k_{сж} = \operatorname{tg} \theta = \frac{F_{кр}}{h} \quad \text{кгс/см} \quad (67)$$

Отношение полезной работы резания $A_{рез}$, затрачиваемой непосредственно на резание, ко всей работе, затрачиваемой на резание, называется коэффициентом полезной работы лезвия (или КПД лезвия)

$$\eta_{лез} = \frac{A_{рез}}{A_{рез} + A_{сж}} \quad (68)$$

или из диаграммы (рис. 60)

$$\eta_{лез} = \frac{F_{рез} (h - h_{сж})}{0,5 F_{рез} h_{сж} + F_{рез} (h - h_{сж})} = \frac{h - h_{сж}}{h - 0,5 h_{сж}} \quad (69)$$

Экспериментально установлено, что с увеличением толщины перерезаемого слоя величина $\eta_{\text{лез}}$ уменьшается, т. е. с увеличением h повышается доля расхода энергии на предварительное сжатие (см. рис. 60, б и в).

Изменения значений $h_{\text{сж}}$, $F_{\text{кр}}$, $\mathcal{E}_{\text{сж}}$, $\eta_{\text{лез}}$, $k_{\text{сж}}$ при статическом резании слоя кукурузы в зависимости от толщины слоя представлено графиками (рис. 61).

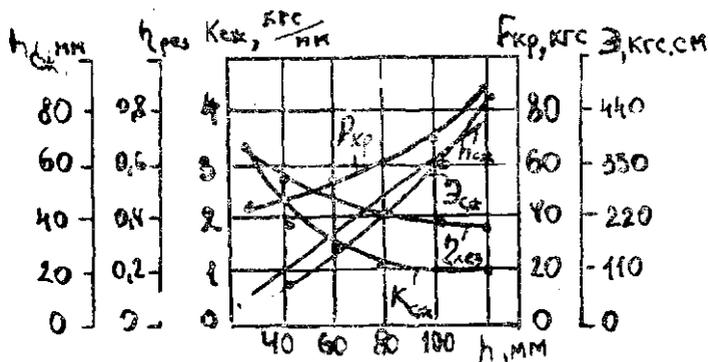


Рис. 61. Зависимость толщины $h_{\text{сж}}$ сжатия слоя, модуля \mathcal{E} сжатия, критической силы $F_{\text{кр}}$ резания, коэффициента $k_p = \frac{F_{\text{кр}}}{h_{\text{сж}}}$ сопротивления перерезанию, коэффициента $\eta_{\text{лез}}$ полезной работы лезвия от толщины h перерезанного слоя листостебельной массы кукурузы.

В качестве показателя энергоёмкости процесса резания используются удельной работой резания, $A_{\text{уд}}$, представляющей собой отношение всей работы A резания к площади сечения перерезаемого слоя S ,

$$A_{\text{уд}} = \frac{A}{S} = \frac{A}{b h}, \quad \text{кгс/см.} \quad (70)$$

$$\text{Так как } A = F_{\text{ср}} h, \quad (71)$$

где $F_{\text{ср}}$ — среднее усилие, h — толщина слоя резания, равная пути лезвия, то

$$A_{\text{уд}} = \frac{F_{\text{ср}} h}{b h} = \frac{F_{\text{ср}}}{b}, \quad \text{кгс/см.} \quad (72)$$

Графики изменений работы удельной, полной, сжатия, резания для слоя кукурузы в зависимости от высоты слоя представлены на рис. 62.

$A_{сж}, A_{рез}$ кгс·м

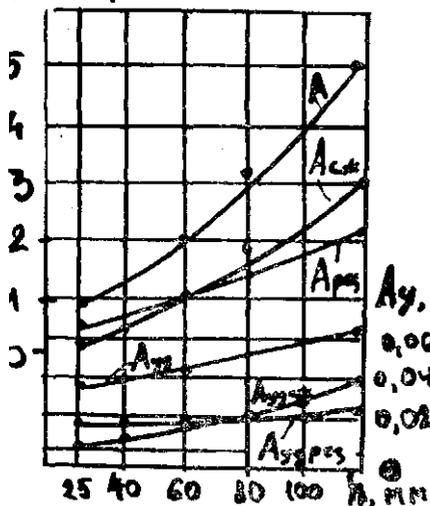


Рис. 82. Зависимость общей A и удельной $A_{уд}$ работы сжатия $A_{сж}$, $A_{уд сж}$ и резания $A_{рез}$, $A_{уд рез}$ листостебельной массы кукурузы, от толщины h слоя: влажность массы $w=79\%$; коэффициент уплотнения $i=0,5$; угол заточки ножа $\beta=25^\circ$; толщина ножа $b=4$ мм; острота лезвия $\delta=0,5$ мкм; зазор между лезвиями $\Delta=2$ мм; угол наклона лезвия $\tau=0$.

Отношение $\frac{F_{ср}}{b} = F_{уд}$ — называется также удельной силой резания, отнесенной к ширине b слоя резания.

Экспериментальными исследованиями установлено, что в большинстве случаев усилие $F_{рез}$ и работа $A_{рез}$ резания снижаются, а коэффициент полезной работы лезвия $\eta_{лез}$ увеличивается с увеличением скорости резания $v_{рез}$ (рис. 63).

Для измельчаемой силосусемой массы установлены следующие эмпирические зависимости среднего усилия резания $F_{рез ср}$ и коэффициента полезной работы лезвия $\eta_{лез}$ [60]:

$$F_{рез ср} = 75 \cdot 10^{-0.00129 v_{рез}^{2,26}} + 40 \quad (73)$$

$$\eta_{лез} = 1 - 10^{-\frac{4_{рез}}{16}} \quad (74)$$

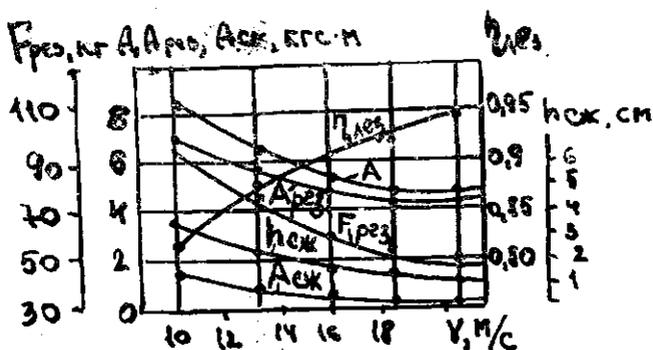


Рис. 63. Зависимость коэффициента $\eta_{\text{лез}}$ полезной работы лезвия, суммарной работы A , работы резания $A_{\text{рез}}$ и толщины сжатия $h_{\text{сж}}$ слоя от скорости v резания.

Оптимальная скорость $v_{\text{рез}}$ для испытанного материала была в пределах 35...40 м/с. Наиболее часто встречающаяся скорость резания растительной массы современных режущих аппаратов силосоуборочных комбайнов $v_{\text{рез}} = 32$ м/с, при этом $\eta_{\text{лез}} = 0,99$. Очевидно, что дальнейшее повышение $v_{\text{рез}}$ вызывается не стремлением повысить $\eta_{\text{лез}}$ и снизить $F_{\text{рез}}$, так как при этом они очень медленно изменяют свои значения, а повышением производительности измельчающего аппарата и обеспечением возможности работы комбайном на повышенных скоростях.

Снижение $F_{\text{рез}}$ и A с увеличением $v_{\text{рез}}$ объясняется, главным образом, локализацией разрушающей энергии у кромки лезвия, снижением работы предварительного сжатия материала лезвием, снижением коэффициента трения (с увеличением $v_{\text{рез}}$), увеличением инерционного подпора в разрезаемом слое. Внешним проявлением этих факторов является повышение чистоты среза, при котором за счет уменьшения неровностей сокращается поверхность разреза, что, в соответствии с поверхностной теорией измельчения, также является одной из причин снижения энергоемкости процесса резания. Вместе с тем, при значительных скоростях резания разрушение слоя, очевидно, происходит вне зависимости от наличия слабых сечений в слое, только по поверхности разреза. Этим пытаются объяснить явление возрастания $F_{\text{рез}}$ и A с увеличением $v_{\text{рез}}$: которое значительно реже наблюдали некоторые экспериментаторы. Поэтому окончательный

выбор оптимальной скорости резания рекомендуется выполнять на основе экспериментов, проводимых в конкретных условиях использования измельчающего аппарата.

Для снижения $F_{рез}$ и A с увеличением $v_{рез}$ имеет существенное значение коэффициент уплотнения материала i_c с возрастанием которого сокращается работа предварительного сжатия материала лезвием.

Усилие и работа резания существенно зависят и от геометрических параметров режущей пары — лезвия и противорежущего элемента. Параметрами режущей пары в плоскости, перпендикулярной к плоскости резания (рис. 64), являются углы β и β_1 , заточки лезвия и противорежущей пластины, острота лезвия δ , толщина b пожа, угол γ установки пожа, задний угол φ , угол резания $\varphi + \beta = 90 - \gamma$, зазор Δ между режущей и противорежущей пластиной. Эти параметры и плоскостных, и цилиндрических режущих аппаратов имеют много общего.

В плоскости резания к геометрическим параметрам относят угол наклона α лезвия (при определенных значениях

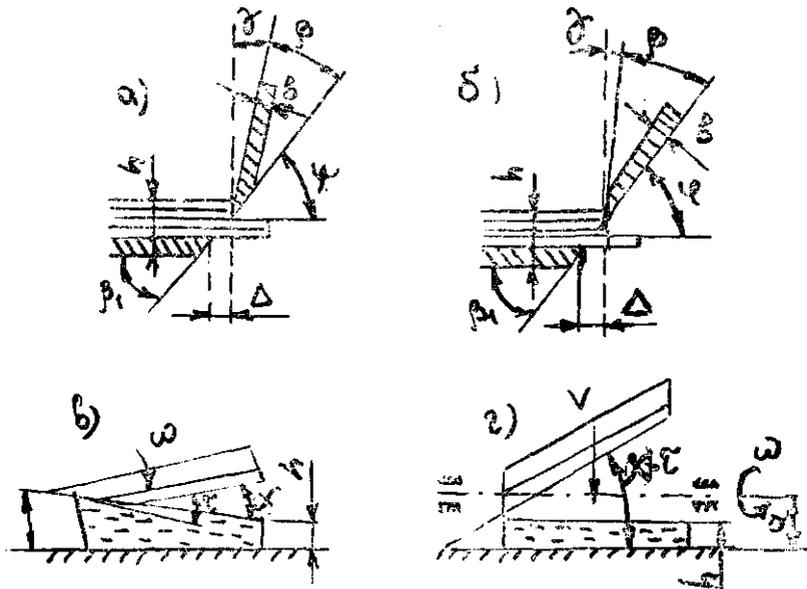


Рис. 64. Геометрические параметры режущей пары: а, б — в плоскости перпендикулярной к плоскости резания; в, г — в плоскости резания.

α — этот угол называют углом скольжения τ), угол защемления χ . Угол наклона α и угол защемления χ в барабанном аппарате равны между собой, а в плоском режущем аппарате они связаны определенной переменной зависимостью. По-разному в этих типах аппаратов определяются и рациональные пределы высоты слоя h , его ширина b , высота α расположения оси вращения над противорезущей пластиной.

Угол заточки β . Угол заточки измеряется стандартным угломером с ноннусом, обеспечивающим точность измерения угла до $\pm 0,2...0,5''$. Допустимая точность измерения угла $\beta \pm 20''$. В случаях, когда форма ножа не позволяет применить стандартный угломер, угол β определяют снятием отскоков лезвия, профиль которого затем в увеличенном виде получают путем проецирования на экран.

Зависимость (52) можно выразить в функции от угла β так

$$F_{кр} = F_{рез} + ctg \beta, \quad (75)$$

где c — размерный коэффициент, равный 1 кгс/см.

График этой теоретической зависимости $F_{кр}$ (рис. 65, а) идентичен экспериментальному графику (рис. 65, б) зависи-

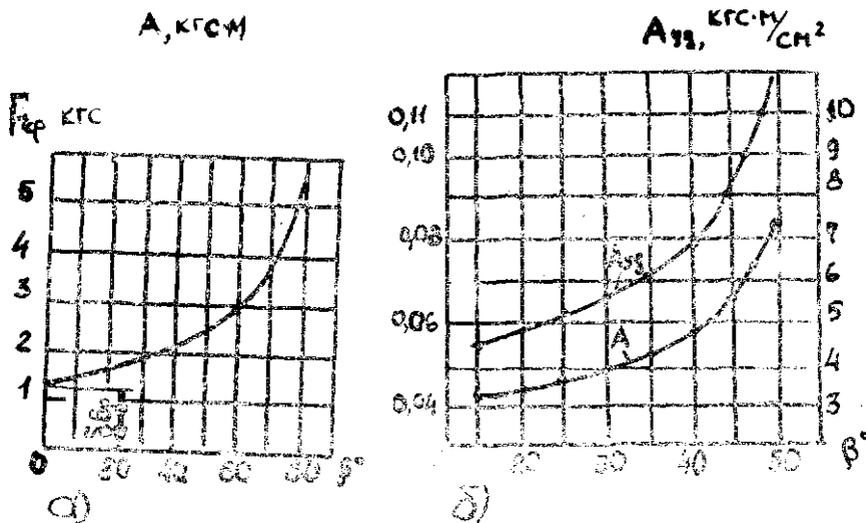


Рис. 65. Зависимость (а) критического усилия $F_{кр}$ (б) общей A и удельной $A_{уд}$ работы резания от угла β заточки лезвия ножа: экспериментальная зависимость (б) для листостебельной массы кукурузы влажностью $w=80\%$; $\delta=40$ мкм; $b=4$ мм, $\tau=25^\circ$; $h=100$ мм, $v=5$ м/с.

мости полной и удельной работы резания, построенной по результатам испытаний, проведенных на универсальном копире — динамографе. Как следует из графиков, для уменьшения энергоемкости процесса резания целесообразно угол β делать наименьшим, вплоть до нулевого значения, при котором $F_{кр} = F_{рез}$, $A = A_{рез}$. Однако с уменьшением угла β прочность лезвия уменьшается. Поэтому угол β для соломосило-сорезок принимают в пределах $12...22^\circ$.

Острота лезвия. Профиль кромки лезвия имеет форму, в которую можно вписать окружность. Даже незначительно затупленная кромка работавшего лезвия имеет цилиндрическую поверхность. Поэтому в подавляющих случаях предлагается оценивать остроту лезвия ножей по диаметру $\delta = 2r$ окружности, вписанной в кромки лезвия (рис. 66). Такая оценка остроты лезвия является наиболее правомерной и практически приемлема. Предложения измерять остроту лезвий по хордам

$$\delta_2 = 2r \cos 0,5\beta \quad \delta_3 = 2r \frac{1 - \sin 0,5\beta}{\cos 0,5\beta}$$

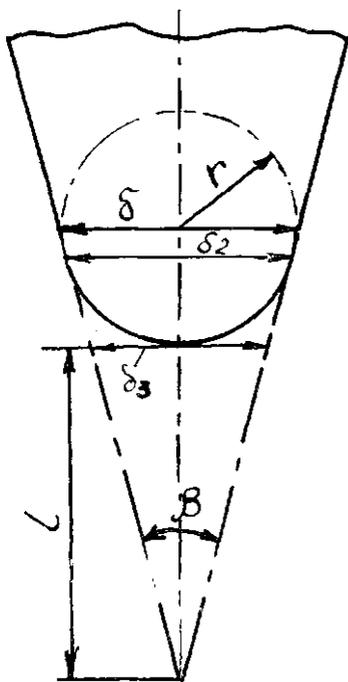


Рис. 66. Схема к определению различных геометрических параметров кромки лезвия, принимаемых за его остроту.

не правомерны (даже нелепы), так как из двух лезвий с одинаковыми радиусами более острыми в этом случае надо будет признать то, которое имеет более тупой угол заточки β . Или наоборот, если у лезвия угол сделать острее, не меняя радиуса r , то его хорда будет больше и его тогда придется считать более тупым.

Из многочисленных методов измерения остроты лезвия здесь приведем описание трех широко используемых на практике методов, обеспечивающих достаточную точность измерения.

Метод снятия оттисков лезвием заключается в том, что исследуемое лезвие специальным приспособлением вдавливается в ребра свинцовых или каких-либо других пластин, изготовленных из пластических материалов. Пластины стягиваются болтами в щелях матрицы (рис. 67). После повторного внедрения лезвия в пластины, удаление (срезание) с них поперечных расширений добиваются точного воспроизведения контура сечения лезвия. Последующим световым просеиванием на экран оттисков с многократным их увеличением получают точное изображение контура лезвия. С помощью остротомера (рис. 68) его микрометрической линейкой измеряют размер l — расстояния от вершины угла

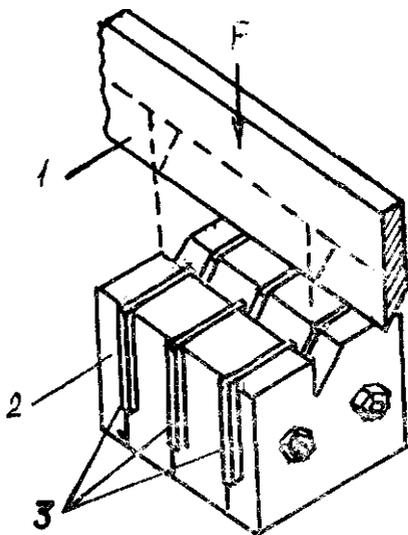


Рис. 67. Снятие оттисков лезвия 1 на свинцовых пластинах 3, зажатых в матрице 2.

до конца лезвия, а его угломером — угол β . Затем из зависимости

$$\delta = l \frac{2 \sin 0,5\beta}{1 - \sin 0,5\beta} \quad (76)$$

вычисляют определяемую остроту лезвия.

Оптическим методом ширину кромки лезвия измеряют с помощью окулярного микрометра обычного металлографического микроскопа.

Метод использования отпечатков кромки лезвия заключается в том, что лезвие 1 углубляют в копирку 2 и бумагу 3 примерно на величину радиуса r кромки. Для этого под бумагу (рис. 69) прокладывают эластичный материал 4. Ширина l отпечатанной линии представляет собой полуокружность кромки, т. е. $l = \pi r$. Измерив ширину l полоски на копирке с помощью простого отчетного микроскопа типа

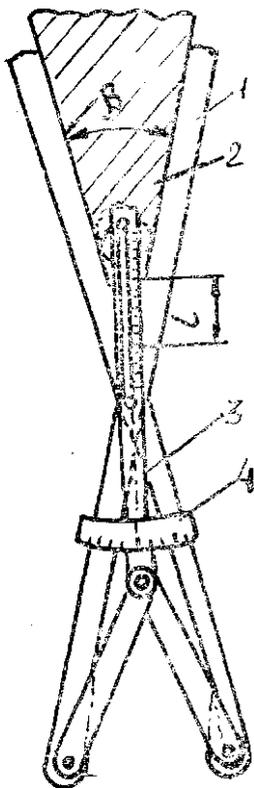


Рис. 68. Остромер для измерения остроты δ и угла заточки β лезвия по его увеличенному проецированием на экран контуру; 1 — ножка; 2 — контур фаски лезвия; 3 — микрометрическая линейка; 4 — угломерная шкала.

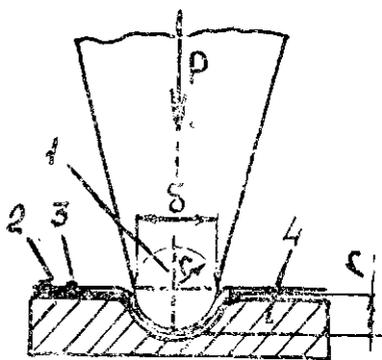


Рис. 69. Схема к определению остроты δ лезвия методом отпечатка: 1 — лезвие; 2 — копирка; 3 — бумага; 4 — эластичная прокладка.

МПБ-2 с ценой деления 0,05 мм, определяют толщину лезвия

$$\delta = 2r = \frac{2l}{\pi} \quad (77)$$

Острота лезвия δ считается достаточной, если находится в пределах 20...40 мкм. При затуплении лезвий в процессе эксплуатации допускается увеличение толщины лезвия до $\delta=100$ мкм, после этого нож подлежит заточке.

Опытами установлено, что полная A и удельная $A_{уд}$ работа резания возрастают в степенной зависимости от толщины лезвия (см. рис. 70 и таблицу 17). Возрастает с увеличением толщины лезвия и усилие $F_{рез}$.

На величину полной и удельной работы резания оказывает значительное влияние угол установки ножа φ , т. е. угол между передней плоскостью ножа и перпендикуляром, опущенным на направление движения лезвия (см. рис. 64, а, б):

$$\varphi = 90 - (\gamma + \beta). \quad (78)$$

С уменьшением угла φ увеличивается контактная площадь лезвия с массой. Кроме того, передняя плоскость осуществляет перемещение отрезанных частиц в направлении движения ножа тем интенсивней и, следовательно, с большей затратой энергии, чем меньше передний угол. Этим объясняется наблюдаемое в опытах резкос возраставшие работ A и $A_{уд}$ с уменьшением переднего угла (рис. 71).

При тонкослойном резании, когда разрезанные части материала отделяются друг от друга без значительного углубления в него фасок лезвия, толщина ножа не оказывает су-

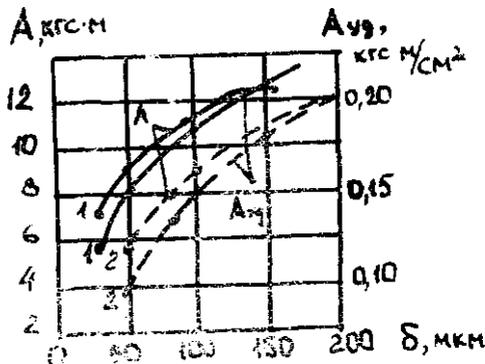


Рис. 70. Зависимость работы A и удельной работы $A_{уд}$ резания от остроты δ лезвия для слоя толщиной $h=100$ мм и шириной $B=60$ мм листостебельной массы при угле заточки $\delta=20^\circ$, скорости резания $v=14,5$ м/с: 1 — кукурузы влажностью $w=19\%$; 2 — лебеды влажностью $w=60\%$.

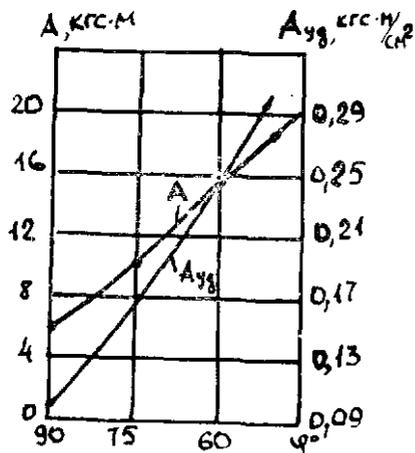


Рис. 71. Зависимость работы A и удельной работы $A_{уд}$ резания от величины переднего угла φ° ножа (кукуруза влажностью $w=87\%$, толщина слоя $h=100$ мм, ширина слоя $B=40$ мм, угол заточки лезвия $\beta=20^\circ$, угол наклона лезвия $\tau=0$).

ществленного значения. При толстослойном же резании, когда отделение материала происходит вслед за полным углублением в него фасок и, тем более, части граней ножа, толщина ножа оказывает существенное влияние на процесс резания. Экспериментально установлено, что с увеличением толщины ножа увеличивается работа (рис. 72) и усилие резания материала.

Для измельчающих аппаратов применяют ножи толщиной 5...15 мм.

Для энергетичности процесса резания и его качества имеет большое значение наличие и величина зазора Δ

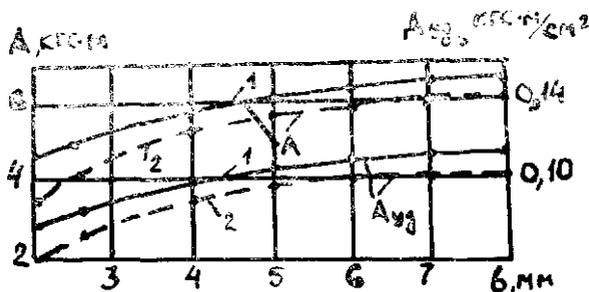


Рис. 72. Зависимость работы A и удельной работы $A_{уд}$ резания от толщины b ножа при толщине слоя $h=100$ мм, ширине слоя $B=60$ мм, угле заточки $\beta=20^\circ$, угле наклона лезвия $\tau=25^\circ$: 1 — кукуруза влажностью $w=79\%$; 2 — лебеда влажностью $w=60\%$.

между лезвиями режущей пары (рис. 73). При наличии зазора Δ имет место резание с изгибом стеблей. Отогнутая часть стеблей заклинивается в зазоре, требуя дополнительных усилий на преодоление трения. Тонкие стебли при наличии большого зазора Δ подвергаются значительному изгибу, протаскиваются в зазор и измельчаются со значительным увеличением длины резки.

Экспериментально установлено, что и при слое большой толщины, состоящих из толстых стеблей с увеличением зазора Δ работа A и удельная работа резания $A_{уд}$ возрастают (рис. 74).

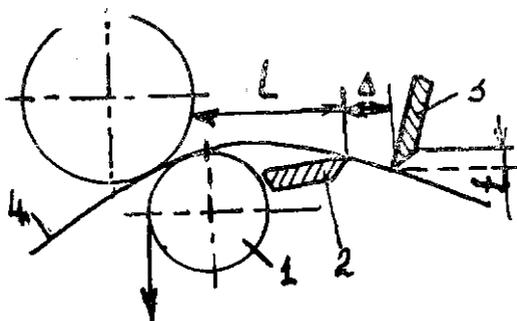
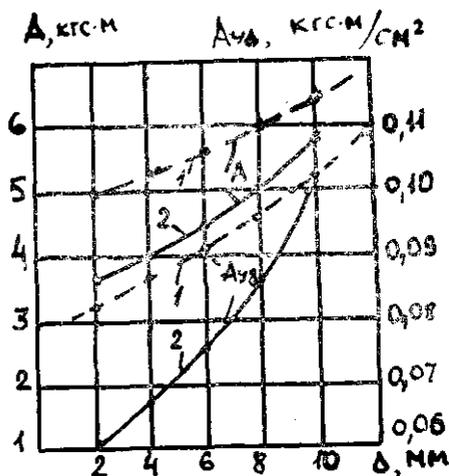


Рис. 73. Изгиб стебля в процессе резания его при наличии зазора Δ между лезвиями режущей пары: 1 — валец; 2 — противорежущая пластина; 3 — нож; 4 — стебель.

Рис. 74. Зависимость работы A и удельной работы $A_{уд}$ резания от величины зазора Δ между лезвиями режущей пары: 1 — лебеда влажностью $w=60\%$; 2 — кукуруза влажностью $w=79\%$ при толщине слоя $h=100$ мм, ширине $B=60$ мм, остроте лезвия $\delta=30$ мкм, угле заточки $\beta=20^\circ$, угле наклона ножа $\tau=25^\circ$, скорости резания $v=4,5$ м/с.



Это, по-видимому, объясняется сжимающим действием консолей стеблей, которое снижает коэффициент полезного действия работы лезвия.

На энергетику процесса резания оказывает влияние и заточка противорезущей пластины. В плоских режущих аппаратах, работающих по принципу ножниц, режущие и противорезущие элементы играют одинаковую активную роль. Однако и в тех случаях, когда противорезущая пластина не предназначена для активного резания и она своей большой плоскостью располагается почти перпендикулярно к ножу, ее параметры, как это выявлено экспериментально, оказывают влияние на энергетику (рис. 75) и качество резания. И для противорезущих пластин с углом $\beta=90^\circ$ с затуплением лезвий затраты удельной работы на процесс резания возрастают. Снижение затрат энергии на резание при уменьшении угла объясняется уменьшением вредного трения массы о фаску противорезущей пластины, имеющего место в связи с прогибом отдельных стеблей. Вместе с тем, даже при перпендикулярном расположении к ножу противорезущей пластины происходит и некоторое встречное резание нижних слоев массы фасками противорезущей пластины.

На энергоемкость процесса резания оказывает существенное влияние угол τ наклона ножа. С увеличением угла τ наклона ножа до некоторого предела из-за наличия наклонного, а затем скользящего резания, энергоемкость процесса резания снижается. При дальнейшем увеличении угла трения возрастающие силы трения материала о фаску ножа нейтрализуют выгоду от скользящего резания и приводят к возрастанию энергоемкости про-

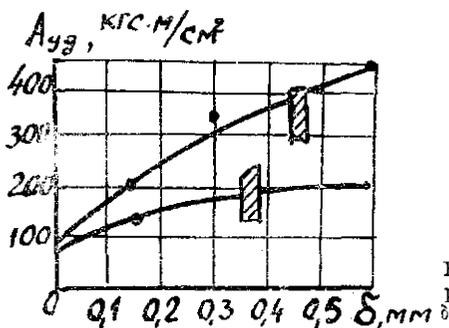
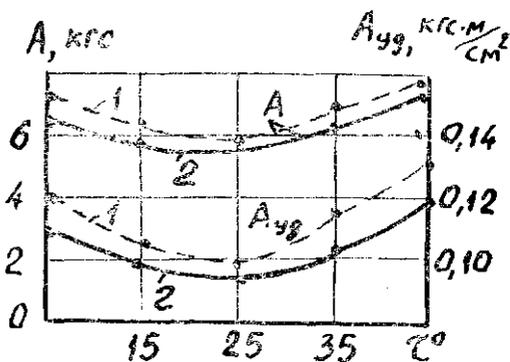


Рис. 75. Зависимость удельной работы резания $A_{уд}$ от остроты кромки противорезущих пластин различных профилей.

Рис. 76. Зависимость работы A и удельной работы $A_{уд}$ резания от угла τ наклона лезвия: 1 — кукуруза; 2 — лебеда (толщина слоя $h=100$ мм, ширина слоя $B=60$ мм, скорость резания $v=18,6$ м/с).



цесса резания (рис. 76). Для приведенного случая оптимальный угол $\tau=25^\circ$.

Зависимость удельной работы $A_{уд}$ резания листостебельной массы от толщины слоя материала и геометрических параметров режущей пары с достаточной точностью выражаются эмпирическими формулами, приведенными ниже в таблице 17. Следует иметь ввиду, что все эти формулы справедливы только для таких же (или близких) условий, при которых проведены опыты (см. подрисующие надписи к графикам), по результатам которых составлены эти формулы.

Табл. 17. Эмпирические зависимости удельной работы $A_{уд}$ ($\text{кг}\cdot\text{м}/\text{см}^2$) от высоты слоя измельчаемого материала и геометрических параметров режущей пары (по Н. Е. Резнику [60])

Параметр	Измельчаемая листостебельная масса	Зависимость	График зависимости на рисунке	Порядковый номер зависимости
1	2	3	4	5
Высота слоя h , мм	Кукуруза	$A_{уд. сж} = 0,000286h + 0,008$	62	79
		$A_{уд. рез} = 0,000067h + 0,024$	62	80
		$A_{уд} = -0,00033h + 0,033$	62	81
Угол заточки β лезвия, градус	Кукуруза	$A_{уд} = 0,01(38 + \frac{875}{62 - \beta})$	65,5	82
Острота лезвия δ , мкм	Лебеда	$A_{уд} = 0,014 \sqrt{\delta}$	70	83

1	2	3	4	5
Передний угол φ ножа, град.	Кукуруза	$A_{уд} = 0,0053\varphi + 0,567$	71	84
Толщина ножа b , мм	Лебеда	$A_{уд} = 0,0436b^{0,465}$	72	85
Зазор Δ между лезвиями режущей пары, мм	Лебеда	$A_{уд} = 0,0735\Delta^{1,46} + 3$	74	86
	Кукуруза	$A_{уд} = 0,105\Delta^{1,56} + 0,8$	74	87
Угол τ наклона лезвия, градусов	Кукуруза влажностью 79%	$A_{уд} = 0,000058(\tau - 21)^2 + 0,093$	75	88
	Лебеда влажностью 60%	$A_{уд} = 0,00006(\tau - 21)^2 + 0,097$	76	89

2.4. ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ МОЛОТКОВ С ИЗМЕЛЬЧАЕМЫМ ЛИСТОСТЕБЕЛЬНЫМ КОРМОМ

Сопротивление измельчению листьев существенно меньше сопротивления стеблей, поэтому требуемое для измельчения листостебельной массы ударное воздействие молотков обуславливается в основном сопротивлением стеблей. Удар молотков вызывает совокупность деформаций сжатия, растяжения, сдвига (перетирания), поперечного и продольного изгиба. Основным видом разрушающей деформации в этом процессе является поперечный изгиб стеблей, завершающийся изломом. Сопротивление стеблей излому удобно оценивать величиной угла излома. Углом $\gamma_{изл}$ излома (рис. 77) называют угол между продольной осью сломанного участка стебля и его первоначальной осью до деформации. Так как при ударной нагрузке разрушение стеблей происходит по схеме хрупкого разрушения (см. 2.1), при котором разность

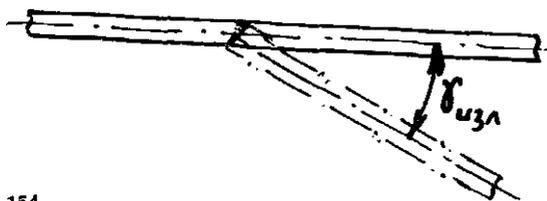


Рис. 77. Угол $\gamma_{изл}$ излома стебля.

между пределом прочности и пределом упругости небольшая, то критическую скорость $v_{кр}$ удара, вызывающую излом стеблей, можно приблизительно определить как скорость упругого удара, вызывающего динамический угол γ_d изгиба, равный углу $\gamma_{кр}$ излома.

В результате исследований волнового процесса деформации и скорости движения точек предварительно натянутой упругой нити бесконечной длины после поперечного удара Х. А. Рахматулин [35] получил аналитическую зависимость между динамическим углом γ_d изгиба и скоростью $v_{уд}$:

$$tg \gamma_d = 1,25 \sqrt[3]{\frac{v_{уд}}{v_l}} \quad (90)$$

где v_l — скорость распространения продольных упругих волн, м/с.

Условие бесконечности нити обеспечивается в том случае, когда за время удара продольные волны нагрузки не успевают отразиться от свободных концов нити и вернуться при разгрузке сечения, в котором действует ударная волна разрыва.

По данным С. В. Мельникова, скорость распространения продольных волн в стеблях люцерны составляет $v_l = 1000$ м/с, продолжительность удара $t_{уд} = 3 \cdot 10^{-5}$ с. В деформации растяжения от поперечного удара будет участвовать длина Δl стержня, равная длине пути пробега Sv волны

$$\Delta l = S_{sv} = v_l t_{уд} = 1000 \cdot 3 \cdot 10^{-5} = 0,03 \text{ м.}$$

Длина измелъчаемых стеблей обычно значительно больше 0,03 м, поэтому зависимость (90), выведенная для нити бесконечной длины, применима и для измелъчаемых стеблей.

Приняв скорость $v_{раз}$, вызывающую напряжение, равное пределу упругости, из зависимости (90) найдем

$$v_{раз} = 0,5 k_d v_l tg^3 \gamma_{ув} \quad (91)$$

где $k_d = \frac{v_{раз}}{v_d}$ — коэффициент динамичности, значение которого может быть принято, как для слоистых пластиков, равным 1,3...1,5.

Для сухих стеблей люцерны $k_d=1,2...1,5$ [35]. Опытным путем легче определить угол $\gamma_{кр}$ излома стеблей, вызываемой статической нагрузкой, чем динамический угол излома $\gamma_d = \gamma_{из}$. Имея в виду, что соотношение между динамическим и статическим углами излома выражается тем же коэффициентом динамичности ($\gamma_{из} = k_d \gamma_{ст}$), получим следующую зависимость между разрушающей скоростью удара $v_{раз}$ и статическим углом излома $\gamma_{ст}$:

$$v_{раз} = 0,5 k_d V_i \operatorname{tg}^3 k_d \gamma_{ст} \quad (92)$$

Для примера рассчитаем $v_{раз}$ для люцерны, для которой $\gamma_{ст} = 15^\circ$:

$$v_{раз} = 0,5 \cdot 1000 \cdot (1,2...1,5) \cdot \operatorname{tg}^3 (1,2...1,5) \cdot 15^\circ = 20,6...53,5 \text{ м/с.}$$

Величина разрушающей скорости [26] увеличивается с увеличением влажности измельчаемого корма (рис. 78). Для

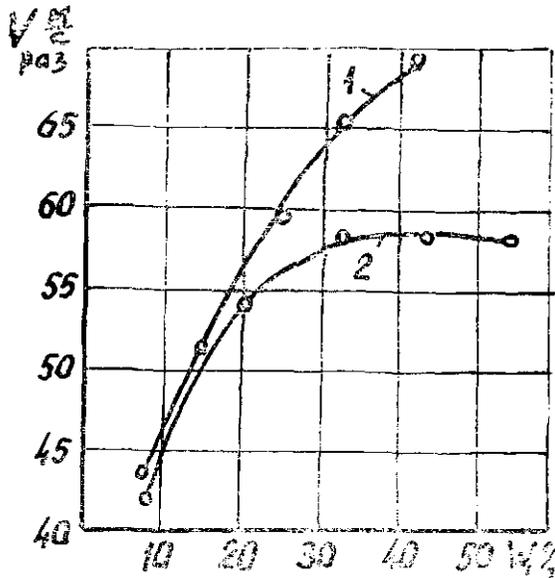


Рис. 78. Зависимость величины разрушающей скорости v соломы от влажности w : 1 — при свободном ударе молотка; 2 — при ударе с подпором.

разрушения ударом с подпором стеблей соломы влажностью до 55% достаточна скорость порядка $v_{\text{раз}} = 58$ м/с. При свободном ударе (ударе на взлет) для разрушения соломы влажностью 42% требуется скорость $v_{\text{раз}} = 69$ м/с.

При прочих равных условиях производительность дробилки увеличивается пропорционально увеличению скорости.

В современных конструкциях дробилок кормов окружная скорость молотков находится в пределах 40...80 м/с, а у некоторых достигает 100...117 м/с.

Для достижения требуемых показателей работы дробилки окружная скорость молотков должна быть увязана и с другими факторами: с зазором между концами молотков и поверхностью деки и решетки, числом молотков, с прочностью перерабатываемого продукта и т. д.

Наряду с ударным действием на измельчаемый материал молотки создают в камере измельчения продуктово-воздушные потоки. Одни потоки (рис. 79) совершают круговые движения и вызывают скольжение продуктово-воздушного слоя по решетке, ограничивая тем самым его пропускную способность. Другие потоки в совокупности с центробежными силами способствуют выносу частиц в зашестное пространство и способствуют повышению производительности дробилки.

Производительность Q дробилки м³/с закрытого типа зависит от интенсивности просеивания, обуславливаемой скоростью $v_{\text{реш}}$ (м/с) воздушного потока в отверстиях решетки

$$Q = \mu_{\text{см}} k_{\text{суж}} v_{\text{реш}} F_{\text{реш}}, \quad (97)$$

где $\mu_{\text{см}}$ — относительная масса корма в продуктово-воздушной смеси;

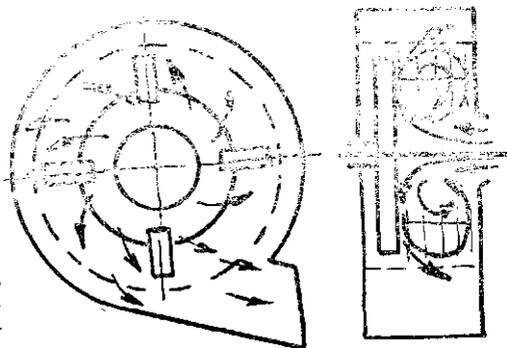


Рис. 79. Схема продуктово-воздушных потоков, возникающих в камере измельчения молотковой дробилки.

$k_{\text{суж}}$ — коэффициент сужения струи в отверстиях;

Реш — площадь живого сечения отверстий решета, м².

Рабочая скорость воздушного потока для надежной транспортировки измельченных кормов, исключаящая завалы, должна быть в 2...2,5 раза больше средней скорости $v_{\text{в ср}}$ витания частиц корма:

$$v_{\text{раб}} = (2...2,5) v_{\text{в ср}} \quad (98)$$

Барабаны дробилок при решетке с отверстиями $\varnothing 6$ мм создают в отводящем трубопроводе скорость потока, например, у дробилок КДМ-2,0 $v=5$ м/с, у АВМ-0,65 $v=9,12$ м/с. Живое сечение решет с отверстиями диаметром 4; 6; 8; 10 и 18 мм составляет соответственно 0,21; 0,3; 0,52; 0,57; 0,63 часть от всей поверхности решета. Сопротивление решет в зависимости от диаметра отверстий и живого сечения решет составляет от 500 до 1800 Па.

Ударным импульсом молотков противодействуют реактивные ударные импульсы измельчаемого материала. Эти реактивные ударные импульсы от молотков могут передаваться на их оси подвеса, на валы барабанов, создавать дополнительные нагрузки на них. В сочетании с восстанавливающими центробежными силами ударные импульсы вызывают колебания молотков, которые могут нарушить устойчивость вращения барабана. Это воздействие измельчаемого материала на молотки рассмотрено ниже в разделе 2.8.

2.5. ТЕОРЕТИКО-ВЕРОЯТНОСТНЫЕ МЕТОДЫ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ КАЧЕСТВА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Как отмечалось выше, качество измельчения листостебельных кормов, определяемое гранулометрическим составом измельченной массы, существенно влияет на поедаемость и усвояемость ее животными, а также на величину затрат энергии, расходуемой на измельчение. В связи с этим априорное определение гранулометрического состава измельченной массы, которое сможет обеспечить проектируемый измельчитель, имеет важное значение: оно позволит в процессе проектирования вносить в конструкцию изменения, требуемые для достижения высокого качества измельчения.

Методы априорного определения гранулометрического состава измельченных стебельных масс в процессе проектирования новых конструкций дробилок-измельчителей и ускоренные методы определения этого состава в процессе экс-

плуатации таких машин разработаны до настоящего времени в недостаточной степени. Требуются более совершенные методы. Ниже приводим краткую критическую оценку известных методов определения гранулометрического состава и описание предложенного [83] нового метода.

Хаотическое расположение стеблей в слое, подаваемом к рабочим органам дробилок-измельчителей, массовый характер разрушения стеблей позволяют рассматривать этот процесс как непрерывный стохастический, который можно описывать вероятностно-статистическими методами. В качестве таковых известны попытки применения экспериментального и аналитических методов, основанных на решении известной задачи иглы Бюффона [13].

Экспериментальный метод [65] заключается в том, что на чертеже проводят параллельные отрезки прямых, соответствующие следам ножей измельчителя (или эквидистантные линии при непрямолинейной конфигурации следов) и на них бросают произвольно стержни («иглы») длиной, равной длинам измельчаемых стеблей. Многократно бросая «иглы» и измеряя длины их участков, находящихся между соседними следами ножей, строят гистограмму измеренных длин, отображающую приближенно ожидаемый гранулометрический состав измельченной массы. Необходимость проведения многократного повторения опытов с бросанием «игл» различной длины, требуемая для достижения достаточной точности прогнозирования, является основным недостатком этого метода.

Аналитическое решение задачи иглы Бюффона позволило разработать ряд удачных методов решения разнообразных инженерных задач. К таковым, например, можно отнести метод В. Н. Рыбакова, Р. Ф. и В. В. Баевых [62], позволяющий сравнивать различные сеялки по проходимости их сошников без забивания между пожнивными остатками, выбирать для посева по мульчированному полю наиболее пригодные сеялки, определять параметры технических средств для измельчения пожнивных остатков.

Допустив, что все измельчаемые стебли располагаются в плоскостях, параллельных ленте питающего транспортера, а каждый из них перерезается всего только на две части, и обобщив решение задачи «иглы» Бюффона на трехмерное пространство, М. А. Краплин и М. П. Петниова [25] вывели зависимости, определяющие вероятностное распределение длин частиц измельченной массы по заданному распределению длин стеблей измельчаемого материала. Реальные условия существенно отличаются от принятых, поэтому

пользование указанных зависимостей для практических расчетов не представляется возможным.

На основе теоретико-вероятностного подхода Г. Г. Свирским [65] разработана методика составления алгоритма определения гранулометрического состава измельченных стеблей при известной ориентации измельчаемых стеблей в потоке их слоя, поступающего к режущему аппарату. По этой методике для каждого контура следов ножей и различных углов наклона стеблей строится функция вероятностного распределения длин резки стеблей. Г. Г. Свирским совместно с Л. Я. Иванченко выявлены аналитические зависимости длины резки от плотности вероятности расположения стеблей, характеризуемого углом наклона их к противорежущей пластине. В их статье [66] приводятся и результаты опытов, подтверждающие достаточную достоверность указанного метода. Однако стебли в измельчаемом слое чаще всего располагаются хаотически и ориентация их неизвестна. Поэтому описанный выше метод может иметь весьма ограниченное применение в практике и только для измельчителей с режущими аппаратами; для молотковых дробилок он вообще не применим.

В разработанном нами априорном методе определения гранулометрического состава [83] процесс измельчения стеблей при установившемся режиме работы измельчителей-дробилок рассматривается как непрерывный стационарный процесс разламывания случайным образом стержней на n частей. Ниже приводится его описание, блок-схема и программа для решения этой задачи прогнозирования на ЭВМ.

Для стержней единичной длины, каждый из которых разламывается случайным образом на n частей, известны [40] следующие зависимости, определяющие средние из вероятных длин:

наименьших из частей

$$b_1 = \frac{1}{n} \cdot \frac{1}{n} ;$$

вторых по длине

$$b_2 = \frac{1}{n} \cdot \left(\frac{1}{n} + \frac{1}{n-1} \right) ;$$

третьих по длине

$$b_3 = \frac{1}{n} \cdot \left(\frac{1}{n} + \frac{1}{n-1} + \frac{1}{n-2} \right) ;$$

наибольших по длине частей

$$b_n = \frac{1}{n} \cdot \left(\frac{1}{n} + \frac{1}{n-1} + \frac{1}{n-2} + \dots + \frac{1}{2} + 1 \right) ;$$

(99)

Систему зависимостей (99) мы обобщили в одно уравнение

$$b_i = \frac{1}{n} \sum_{k=0}^{i-1} \dots \quad (100)$$

где b_i — средняя из вероятных длин i -ой частицы стержня единичной длины;

i — целое число, находящееся в пределах от 1 до n и соответствующее порядковому номеру частицы по ее длине;

k — число частиц, на которые разламывается каждый из стержней;

$k=0, k=i-1$ — пределы суммирования.

Соответственно, при разламывании стержней длиной L_i средняя длина i -ых частиц

$$l_i = b_i L_i. \quad (101)$$

С достаточной для практических расчетов точностью массы частиц в среднем можно считать пропорциональными их длинам. Тогда, если масса данной фракции измельчаемых стеблей равна M_i , то масса полученных из нее i -ых частиц

$$m_i = M_i b_i. \quad (102)$$

Если учесть, что каждый из стеблей за период пребывания в рабочей камере под воздействием пассивных и последовательно перемещающихся активных органов измельчителя неоднократно изменяет свое положение, то с достаточной степенью вероятности можно допустить, что число частиц, на которое измельчается в среднем каждый из стеблей (см. рис. 80).

$$n = \frac{L_i}{L_s} + 2, \quad (103)$$

где $\frac{L_i}{L_s}$ — отношение усредненной длины L_i стеблей измельчаемой фракции к усредненной длине L_s частиц всей измельченной массы.

Число n следует округлить до ближайшего целого числа.

Зависимости (100...103) можно принять как математическую модель для расчета приближенного вероятностного гранулометрического состава измельченной массы по заданно-

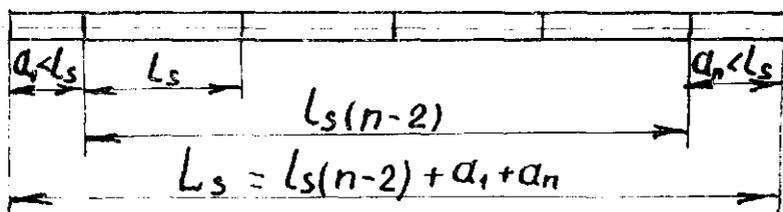


Рис. 80. Схема к расчету усредненного числа частиц, образующихся при измельчении стеблей.

му распределению длин измельчаемых стеблей. Несомненно, гранулометрический состав измельченной массы зависит также и от конструктивных особенностей и параметров машины, и от физико-механических свойств измельченной массы. Однако, в связи с отсутствием надежных количественных соотношений между указанными факторами и определяемыми величинами, приходится в первом приближении на данном этапе отказаться от попытки отразить в модели это влияние, допуская при этом, что конструктивные параметры машины обеспечивают измельчение стеблей до заданного усредненного размера частиц l_s .

Методика использования полученных зависимостей показана на примере расчета вероятностного гранулометрического состава измельченной массы соломы. Гранулометрический состав измельчаемой массы принять таким, каким он приведен [26] для соломы, полученной от комбайна с навесным измельчителем ИСН-3,5А (масса частиц размером до 10 мм составляет 10,6%, 11—30 мм — 12,2%, 31—50 мм — 12,6%, 51—100 мм — 29,0%, 101 и более мм — 35,6%). Расчет числа n частиц выполнен по средней L_i длине измельчаемых стеблей каждой фракции и средней из пределов оптимальных длин частиц $L = (30+50):2 = 40$ мм.

Результаты расчетов сведены в таблице. Относительные длины частиц, вычисленные по зависимости (100) для $n = 2 \dots 6$, приведены в табл. 18. Расчеты длин i -ых частиц (см. табл. 19) выполнены с использованием данных табл. 18 по заданным средним длинам $L_i = (L_{i \max} + L_{i \min}): 2$ стеблей фракций измельчаемой соломы. Массы i -ых частиц каждой из измельченной фракции стеблей вычислены по зависимости (102) также с использованием данных табл. 18. Массовая доля фракций в измельченной соломе (см. последнюю колонку табл. 19) здесь найдена суммированием массовых до-

Табл. 18. Относительные длины b_i , частиц, образующихся при делении стержня единичной длины на $n=2...6$ частей
Относительная длина i -ой частицы с порядковым номером

Число частей	Относительная длина i -ой частицы с порядковым номером					
	1	2	3	4	5	6
2	0,25	0,75				
3	0,111	0,278	0,611			
4	0,063	0,146	0,271	0,520		
5	0,040	0,090	0,157	0,257	0,456	
6	0,028	0,061	0,103	0,158	0,242	0,408

Табл. 19. Расчет вероятного фракционного состава измельченной соломы при $l_s=40$ мм

Массовая доля (%), М: фракции с L_i (мм) в измельчаемой соломе: М $L_i \min \dots L_i \max$	Число частиц n	Средняя длина l_i измельченных частиц и их массовая доля m_i , % в фракции с порядковым номером						Массовая доля фрак- ции в измельченной соломе, %		Отклоне- ние (%) вероятно- стой до- ли от экс- перимен- тальной ИГК-30Б	
		1	2	3	4	5	6	вероятно- стная	экспери- менталь- ная ИГК-30Б		ДК-4
10,6	2	1,4	4,1	—	—	—	—	20,0	18,7	6,95	
до 10		2,65	7,95						23,0	13,04	
12,2	2	5,1	15,4	—	—	—	—	41,8	44,7	6,48	
11...30		3,05	9,15						38,0	10,0	
12,6	3	4,5	11,3	24,8	—	—	—	23,7	23,4*	1,28	
31...50		1,4	3,5	7,7					24,4*	2,87	
29,0	4	4,7	11,0	20,5	39,3	—	—	14,5	13,2	9,85	
51...100		1,8	4,23	7,86	15,1				14,6	0,68	
35,6	6	4,2	9,2	15,5	23,9	36,4	61,4	—			
101...200		1,0	2,17	3,67	5,62	8,62	14,52				

Примечание: предельные размеры частиц в отдельных фракциях измельченной соломы такие же, как указаны в первой колонке этой таблицы.

* Значения показателя качества измельчения копт применительно к крупному рогатому скоту

лей (i-ых частиц колонки 1...6 (табл. 19), имеющих длину в пределах длин частиц фракции, масса которой определяется.

В табл. 19 приведены вероятностный и найденные экспериментально [26] гранулометрические составы солоистой массы, измельченной различными машинами. Из анализа данных, приведенных в этой таблице, видно, что отклонения вероятностного содержания каждой из фракций, от экспериментального не превышает значений, характерных для прогнозируемых величин.

При больших значениях n задачу прогнозирования гранулометрического состава целесообразно выполнять на ЭВМ. Блок-схема алгоритма решения этой задачи, составленная по типовой методике, представлена на рис. 81. По блок-схеме составлена приводимая ниже программа в терминах языка фортран применительно к ЭВМ СМ-4-20. Совпадение результатов расчетов, проведенных на ЭВМ и «вручную», подтверждает правильность блок-схемы и программы.

Как следует из приведенного, предложенный нами способ априорного определения гранулометрического состава применим и при хаотическом расположении стеблей, подаваемых не только к режущим, но и к молотковым измельчающим аппаратам.

2.6. УЛУЧШЕНИЕ КАЧЕСТВА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ПОВЫШЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ

Как отмечалось выше, качество измельчения, характеризующее фракционным составом измельченной массы, обуславливается фракционным составом измельчаемой листостебельной массы и усредненным размером частиц сечки. Фракционный состав поступающей на измельчение массы можно изменить, регулируя высоту среза стеблей при их уборке и применяя предварительное измельчение на уборочных машинах или используя для этого специальные погрузчики-измельчители. С целью получения максимального урожая листостебельной массы высоту среза стремятся сделать возможно меньшей, поэтому изменение высоты среза следует исключить из факторов, которые могут быть использованы для изменения качества измельчения кормов. Измельчение измельчителями уборочных машин и погрузчиками-измельчителями эффективно и когда последовательное измельчение корма не требуется, и когда требуется и выполняется

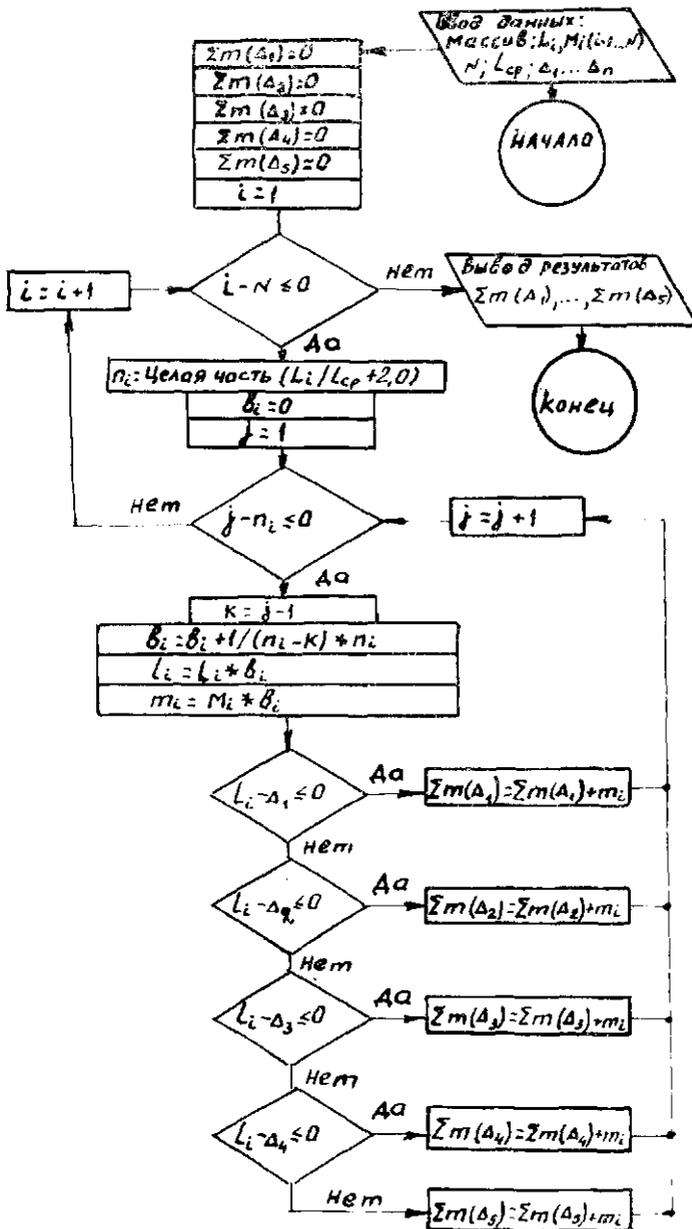


Рис. 81. Блок-схема алгоритма решения задачи прогнозирования вероятностного гранулометрического состава измельченной стеблевой массы.

последующее измельчение. Во втором случае оно снижает содержание в кормовой массе недоизмельченных частиц, снижает требуемую от специальных измельчителей степень измельчения, соответственно повышает их производительность и снижает энергоемкость.

С некоторой погрешностью усредненный размер сечки можно принять равным расчетному размеру измельченных частиц, который зависит от кинематических и некоторых геометрических параметров измельчающего аппарата, от производительности транспортера, подающего исходный материал в камеру измельчения.

При скорости подачи измельчаемого слоя материала $v_{сл}$ (м/с) в камеру в каждую секунду будет поступать слой длиной $1000 \cdot v_{сл}$ мм. У измельчителей с режущими аппаратами барабан с z ножами за 1 оборот разрежет этот слой на z частей, за n_6 об/мин на $z n_6$ частей, а в 1 секунду на $\frac{z n_6}{60}$ частей. Расчетная длина резки будет равна

$$l_{рас} = \frac{60 v_{сл}}{z n_6} = \frac{60 \eta_{тр} v_{тр}}{z n_6} \text{ , м,} \quad (104)$$

где $v_{тр}$ — скорость питающего транспортера, м/с;

$\eta_{тр} = 0,85 \dots 0,9$ — коэффициент пробуксовки стеблей.

Как следует из зависимости (104) расчетная длина резки увеличивается пропорционально скорости подачи слоя и уменьшается пропорционально числу ножей и частоте вращения барабана. В современных режущих аппаратах измельчителей частота вращения барабанов находится в пределах $n = 800 \dots 1500$ об/мин. Расчетную длину резки принимают $l_{рас} = 15 \dots 40$ мм.

При выбранных значениях $v_{сл}$, как следует из зависимости (104), необходимое количество ножей

$$z = \frac{60 v_{сл}}{\eta_{тр} l_{рас}} \quad (105)$$

Число ножей округляют до целого числа и, как правило, берут четным (2, 6, 8) с тем, чтобы при замене вышедшего из строя ножа, или при необходимости изменить их количество, сохранить уравновешенность барабана.

Таким образом, требуемого качества измельчения

можно достичь изменением одного, двух или в совокупности трех из параметров $v_{сл}$, z , $n_б$. Предусмотрев комплектацию измельчителя сменными звездочками и шкивами, устанавливая те или иные из них, и изменяя таким образом в процессе эксплуатации параметры $v_{сл}$, $n_б$, а также число ножей на барабане, можно обеспечить получение примерно требуемого качества измельчения. Качество измельчения, как отмечалось выше, зависит и от величины зазора в режущей паре. Этот зазор следует выдерживать в пределах, рекомендуемых инструкцией измельчителя.

При скорости подачи слоя $v_{сл}$, его высоте h , ширине b , в м, и объемном весе сжатого материала ρ т/м³ пропускная способность измельчителя, т/ч,

$$Q_{сл} = 3600 \rho v_{сл} h b , \quad (106)$$

а после подстановки $v_{сл}$ его значения, найденное из формулы (104), $v_{сл} = \frac{z n_б l_{рас}}{60}$, получается

$$Q_{сл} = 60 \rho z n_б l_{рас} h b . \quad (107)$$

Практическая производительность измельчителя составляет 0,5...0,7 от пропускной способности $Q_{сл}$ [28]:

$$Q = (30 \dots 42) \rho z n_б l_{рас} h b , \text{ т/ч.} \quad (108)$$

Объемный вес сжатой (сжатого) питающим аппаратом соломы $\rho = (0,054 \dots 0,1)$ т/м³; сена $\rho = 0,106$ т/м³, силоса $\rho = 0,405$ т/м³, зеленой массы $\rho = 0,234$ т/м³ [28].

Из формулы (108) следует, что производительность ножевого измельчителя увеличивается с увеличением числа ножей, частоты вращения барабана, расчетной (средней) длины резки и объемного веса измельчаемого материала. Повысить производительность можно соответствующим увеличением каждого из указанных параметров или повышением их различных сочетаний. С уменьшением размера частиц $l_{рас}$ производительность измельчителя соответственно снижается.

У измельчителей с молотковыми аппаратами закрытого типа (расчетная) усредненная длина частиц сечки зависит в основном от диаметра отверстий решет камеры измельчения. Средняя

(расчетная) длина частиц $l_{\text{рас}}$ с диаметром d отверстий решета связана корреляционной зависимостью

$$l_{\text{рас}} = k_1 d, \quad (109)$$

где коэффициент корреляции для соломенной сечки, проходящей через решета камеры измельчения, $k_1 = 0,34 \dots 0,70$ (см. табл. 20).

У измельчителей с молотковыми аппаратами открытого типа расчетная (усредненная) длина частиц зависит от многочисленных конструктивных параметров измельчающего аппарата: от скорости барабана, размера молотков, числа рядов молотков на барабане, числа молотков на каждом ряду, расстояния между ними, конструкции деки, отсутствия или наличия контрмолотков, числа рядов контрмолотков, числа контрмолотков в каждом ряду, расстановки молотков и контрмолотков, величины зазоров между молотками и контрмолотками, между молотками и поверхностью деки. Точного влияния всех этих факторов на расчетную длину сечки не установлено. Поэтому после выбора параметров измельчающего аппарата, оптимальность выбора их должна быть в каждом случае проверена экспериментально.

Производительность молотковой дробилки (т/ч) определяется как отношение массы $\rho \mu_{\text{кц}} \pi D L h_{\text{сл}}$, кольцевого слоя измельчаемого материала, находящегося в камере измельчения, к продолжительности t пребывания его в камсре:

$$Q = \frac{3600 \rho \mu_{\text{кц}} \pi D L h_{\text{сл}}}{t} \quad (110)$$

где 3600 — число секунд в часе;

ρ — объемный вес, т/м³;

$\mu_{\text{кц}}$ — концентрация частиц корма в этом слое;

D и L — диаметр и длина барабана, м;

$h_{\text{сл}}$ — толщина кольцевого слоя материала в камере, м.

Из выражения (110) следует, что при выбранном режиме работы, от которого зависят численные значения величин $\mu_{\text{кц}}$, $h_{\text{сл}}$ и t , производительность молоткового измельчителя прямо пропорциональна площади диаметрального сечения DL барабана.

С учетом этого формулу (110) можно представить в виде

$$Q = k_{\text{изм}} D L \quad (111)$$

где $k_{\text{изм}} = \frac{3600 \rho_{\text{кш}} \pi l_{\text{сл}}}{t} = \frac{Q}{D L}$ — коэффициент пропорциональности, характеризующий выход продукта с 1 м^2 площади диаметрального сечения камеры. Для дробилок сухой сечки рекомендуют [35] значение $k_{\text{изм}} = (0,5 \dots 0,8) \text{ кг/см}^2 = 1,8 \dots 2,88 \text{ т/ч} \cdot \text{м}^2$.

У современных дробилок (см. табл. 20) значение k существенно больше приведенных выше.

В зависимости от отношения размеров $\frac{L}{D} = k_L$ (см. ниже — 2.8), барабаны разделяются на 2 типа. У барабанов 1-го типа $k_L = 1 \dots 2$, у второго типа $k_L = 4 \dots 7$. С учетом этого отношения формулу (111) можно переписать так:

$$Q = k_{\text{изм}} k_L D^2$$

откуда

$$L = \sqrt{\frac{Q}{k_{\text{изм}} k_L}} = A_D \sqrt{Q} \quad (112)$$

$$\text{где } A_D = \sqrt{\frac{1}{k_{\text{изм}} k_L}} \quad (113)$$

Если подставить в формулу для A_D значение k_L и приведенные выше для листостебельной массы значения $k_{\text{изм}}$, то для барабанов первого типа $A_D = 0,8 \dots 1,41$; для барабанов второго типа $A = 0,7 \dots 1,33$.

Выход продукции с 1 м^2 диаметральной площади сечения барабанов зависит от скорости v и степени измельчения λ : он возрастает с увеличением скорости и уменьшением величины $\lambda-1$. Поэтому производительность молоткового измельчающего аппарата с учетом этих параметров можно определить по формуле

$$Q = k_{\text{изм}} \cdot \frac{v}{\lambda - 1} D L = k_{\text{изм}} k_L \frac{v}{\lambda - 1} D^2 \quad (114)$$

Из сопоставления выражений (111) и (114) коэффициент выхода продукции с учетом влияния скорости крайних точек барабана v и степени измельчения λ

$$k_{\text{изм}} = \frac{k_{\text{изм}}(\lambda - 1)}{v}$$

Как следует из данных, приведенных в таблице 20, диапазон колебаний значений коэффициента $k_{\text{изм}} = (0,89 \dots 2,38)$ т/ч·м²/с меньше диапазона колебаний значений коэффициента $k_{\text{изм}} = (5 \dots 29,6) \cdot$ т/ч·м². Поэтому использование предложенной зависимости (114) для расчета измельчающего аппарата позволит проводить расчет измельчающего аппарата несколько точнее, чем при использовании зависимости (111). Большие диапазоны изменений значений коэффициентов $k_{\text{изм}}$ и $k_{1\text{изм}}$ объясняются влиянием и ряда других факторов на производительность молотковых дробилок. Поэтому параметры вновь создаваемых конструкций измельчителей должны уточняться в процессе обязательных доводочных испытаний.

По найденному значению D и по формулам или таблицам, полученным из условий устойчивости движения барабана и предупреждения передачи ударов осями подвеса молотков (см. 2.84) можно вычислить приведенную и реальную длины и размеры сечения молотков.

Молотковое поле должно перекрываться молотками на всю ширину дробильной камеры за вычетом суммарной толщины дисков Δl_d барабана. Из этого условия общее число z молотков на барабане должно быть равным

$$z = (L - \Delta l_d) \frac{k_z}{\delta} \quad (115)$$

где L — длина барабана, м;

Δl_d — суммарная толщина дисков барабана, не перекрываемая молотками;

k_z — число молотков, идущих по одному следу ($k_z = 1 \dots 6$);

δ — толщина молотков, мм.

* У дробилки КДУ-2 (с комбинированным измельчающим аппаратом) разница в значениях диапазонов $k_{\text{изм}}$ и $k_{1\text{изм}}$ еще больше (см. табл. 20).

Табл. 20. Параметры, используемые для расчетов
 молотковых измельчающих аппаратов

Марка измельчителя	Ротор										Коэффициенты		
	Диаметр d отверстий решета деки, мм	Средняя длина ls частиц сечки, мм	Отношение $k_{pl} = \frac{l}{d}$	Диаметр D, м	Длина L, м	Диаметральное сече- ние DL, м ²	Частота вращения n, об/мин	Скорость вращения v, м/с	Производительность Q, т/ч	Степень измельче- ния λ	Приведенная произ- водительность Q(λ-1), т/ч	$k_{из} = \frac{Q}{DL}$ т/ч·м ²	$K_{λ, изм} = \frac{Q(λ-1)}{D \cdot v}$ т/ч·м ² м/с
ИРТ-165-0,1/02	20	8,6	0,43	0,53...	1,02	0,54—	2000	56,5	6,3...16	24,2...41,9	11,3...29,6	0,82...1,33	
	50	16,9	0,34	0,55					3,41				
	75	25,6	0,34						2,57				
		52	0,7						5,6				
ИРТ-165-0,3				0,53	1,02	0,54	2100	58,2	5...9,2		9,3...17,0		
ИРМА-15		25,6		0,63	0,8	0,50	1300—	42,9	2,5...6,5	12,5	28,8...74,8	5...13	1,34...2,38
							1900	62,6					
КДУ-2	10	5,36	0,53	0,5	0,41	0,205	2500	65,4	0,8...2,5	45,4—	35,5...62,7	3,9...12,2	3,86...6,58
	20	26,1	1,3						26,3				

2.7. БАЛАНС МОЩНОСТИ, КОЭФФИЦИЕНТЫ ПОЛЕЗНОГО ДЕЙСТВИЯ И СПОСОБЫ СНИЖЕНИЯ ЭНЕРГОЕМКОСТИ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ

2.7.1. Баланс мощности и коэффициенты полезного действия измельчителей

Изучение баланса мощности и коэффициентов полезного действия позволяет в процессе разработки новых конструкций рассчитывать мощность, потребную для привода измельчителя, определять степень эффективности использования ее и изыскивать резервы снижения энергоемкости процесса измельчения.

Мощность P двигателя, потребную для привода измельчителей, можно определить как сумму мощностей, требуемых на процесс измельчения $P_{изм}$, на циркуляцию воздуха (вентиляционные потери) в измельчающем аппарате P_v , на транспортирование массы в самом аппарате $P_{та}$, подачу ее к аппарату $P_{тп}$ и отвод от аппарата к месту назначения $P_{то}$, на преодоление вредных сопротивлений в передачах к рабочим органам $P_{пр}$ и к транспортирующим устройствам $P_{тр}$. Баланс мощности в развернутом виде для установившегося режима работы измельчителя можно представить уравнением

$$P = P_{изм} + P_v + P_{та} + P_{тп} + P_{то} + P_{пр} + P_{тр} \quad (116)$$

При известной производительности Q ($\frac{кг}{с}$), мощность (кВт), требуемая на измельчение,

$$P_{изм} = Q A_{изм} \quad (117)$$

где удельная работа $A_{изм}$ ($\frac{кДж}{кг}$) по формуле С. В. Мельникова [35], как отмечалось выше, выражается суммой работ, затрачиваемых на деформацию A_v и на образование новых поверхностей A_s :

$$A_{изм} = A_v + A_s = c_{пр} [c_v \lg \lambda^3 + c_s (\lambda - 1)]; \quad (25)$$

здесь $C_{пр}$ — коэффициент, зависящий от конструктивных особенностей измельчения и выражающий корреляционную связь между теоретическими и действительными затратами энергии; для листостебельных кормов в среднем

$$C_{пр} = 0,7 \dots 0,9;$$

c_v (Дж/кг) — коэффициент, выражающий работу упругих деформаций сжатия, отнесенный к 1 кг измельченной массы;

c_s (Дж/кг) — коэффициент, представляющий работу, затрачиваемую на образование новых поверхностей при числе сечений пласта измельчаемого материала — $(\lambda-1)-1$;

λ — степень измельчения.

Значения коэффициентов c_v и c_s приведены в таблице 21.

Табл. 21. Значение коэффициентов, определяющих затраты энергии на измельчение при относительной влажности корма $w=14\%$ (по данным С. В. Мельникова [35])

Измельчаемый корм	c_v , кДж/кг	c_s , кДж/кг
Сено:		
люцерновое	0,23	2,3
клеверное	0,11	1,1
из разнотравья	0,24	2,4
Солома:		
ячменная	0,12	1,3
ржаная	0,12	1,2
Свежескошенная трава:		
люцерна	0,20	2,0
клевер	0,10	1,1
разнотравье	0,19	1,9

Вынеся из правой части уравнения (25) за скобки сомножитель $c_s (\lambda-1)$, найдем

$$A_{изм} = c_{np} c_s \left(\frac{c_v}{c_s} \cdot \frac{\lambda^3}{\lambda-1} + 1 \right) (\lambda-1)$$

и обозначив через c сомножитель выражения $(\lambda-1)$

$$c = c_{np} c_s \left(\frac{c_v}{c_s} \cdot \frac{\lambda^3}{\lambda-1} + 1 \right), \quad (118)$$

получим известную (см. раздел 2.1) упрощенную формулу, предложенную С. В. Мельниковым для расчета удельной работы измельчения стебельных кормов:

$$A_{\text{изм}} = c (\lambda - 1) . \quad (119)$$

Мощность, необходимая на процесс измельчения

$$P_{\text{изм}} = Q A_{\text{изм}} = Q c (\lambda - 1) . \quad (120)$$

Приведенные в таблице значения c_v и c_s для кормов с относительной влажностью в 14%.

С учетом влияния относительной влажности требуемую мощность на измельчение можно определять по формуле:

$$P_{\text{изм}}^1 = c_w P_{\text{изм}} = Q c c_w (\lambda - 1) , \quad (121)$$

где $c_w = 1 + 0,107 (w - 14)$ — коэффициент, учитывающий влажность (см. раздел 2.1.1, формулу (26)).

Как следует из зависимостей (121) повышение влажности измельчаемого корма может существенно увеличить затраты энергии на его измельчение. Поэтому все меры, применяемые для предупреждения увлажнения грубых кормов атмосферными осадками, способствуют не только лучшему сохранению их качества, но и существенному снижению энергоемкости процесса их измельчения.

Как следует из выполненного нами вывода, упрощенная формула применима не только для весьма высоких значений степеней измельчения λ , для которых только она рекомендована С. В. Мельниковым [35], но и для любых значений λ , если величину c определять по зависимости (118). Для упрощенных расчетов значений c удобно пользоваться графиком (рис. 82) изменений величины $\frac{lg \lambda^3}{\lambda - 1}$ в зависимости от λ .

При производительности Q (кг/с) мощность (Дж/кг), затрачиваемая непосредственно на процессе измельчения (без учета мощности на процесс сжатия)

$$P_s = Q A_s . \quad (122)$$

С целью выявления закономерности изменений коэффициента полезного действия процесса измельчения в зависи-

мости от степени измельчения λ и отношения $\frac{c_v}{c_s}$ в формулу для КПД

$$\eta_{\text{изм}} = \frac{P_s}{P_{\text{изм}}} = \frac{A_s}{A_{\text{изм}}}, \quad (123)$$

подставим значения A_s и $A_{\text{изм}}$:

$$\eta_{\text{изм}} = \frac{A_s}{A_v + A_s} = \frac{c_{\text{пр}} c_s (\lambda - 1)}{c_v \lg \lambda^3 + c_s (\lambda - 1)}$$

Отсюда найдем, что

$$\eta_{\text{изм}} = \frac{1}{\frac{c_v}{c_s} \cdot \frac{\lg \lambda^3}{\lambda - 1} + 1}. \quad (124)$$

С увеличением степени измельчения λ величина $\frac{\lg \lambda^3}{\lambda - 1}$ уменьшается (см. рис. 82) и, как следует из зависимости (124), при условии $\frac{c_v}{c_s} = \text{const}$ значение $\eta_{\text{изм}}$ увеличивается.

Изменение $\eta_{\text{изм}}$ в зависимости от λ при значении $\frac{c_v}{c_s} = 0,1$, принимаемом [35] для процессов измельчения стебельных кормов, наглядно иллюстрирует график (рис. 83).

Закономерность увеличения КПД с увеличением степени измельчения полностью согласуется с современной дислокационной теорией разрушения материалов [51]. В процессе образования каждой новой поверхности, в частности, в процессе каждого разреза стебля, увеличиваются существующие и возникают новые дислокации, трещины и прочие пороки, и не только в том сечении, на которое непосредственно воздействует рабочий орган измельчителя, но и в близких к нему сечениях. Чем каждый последующий разрез будет ближе к ранее выполненному, тем влияние этих дислокаций будет существенней. Этим увеличением и возникновением новых дислокаций в близких к разрушаемому (и не только резанием) сечению можно объяснить снижение удельных затрат энергии и отмечаемое увеличение КПД процес-

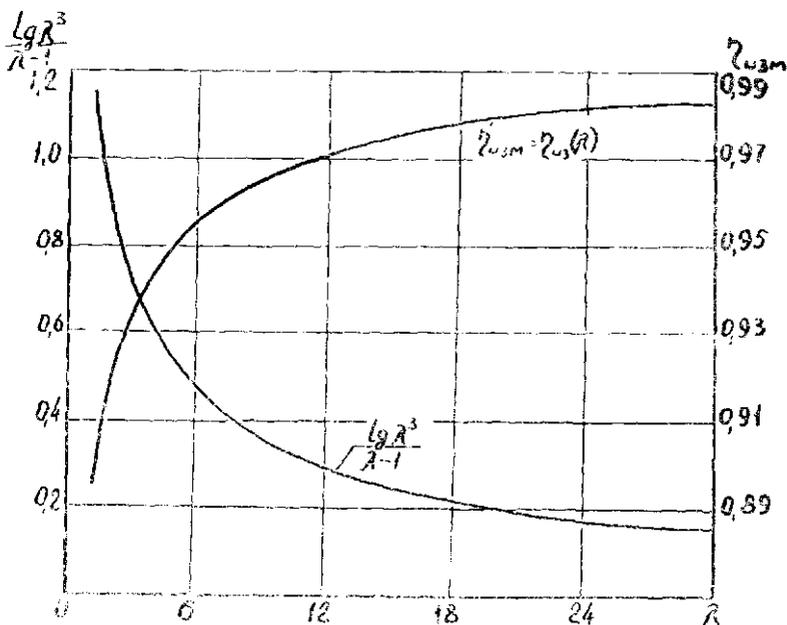


Рис. 82. Зависимость величины $\frac{\lg \lambda^3}{\lambda - 1}$ и коэффициента полезного действия процесса измельчения $\eta_{\text{изм}}$ от степени измельчения λ .

са измельчения с увеличением степени измельчения λ . Однако эта закономерность изменений $\eta_{\text{изм}}$ в зависимости от λ сохраняется до некоторого минимально предельного размера частиц, за которым дальнейшее уменьшение сопровождается уплотнением и упрочнением, соответственно, и увеличением удельных затрат энергии на дальнейшее измельчение. Последнее наблюдается, например, при измельчении зерновых кормов [35].

Известное положение [35], что КПД процесса измельчения очень мал, не согласуется с результатами проведенных расчетов (см. рис. 83). Эту несогласованность можно объяснить принятым [35] допущением, что $\frac{c_v}{c_s} = 0,1 = \text{const}$. Правомерней считать, что при различных условиях измельчения листостебельных кормов отношение $\frac{c_v}{c_s} \neq \text{const}$, тогда становится объяснимым большой диапазон возможных значе-

ный $\eta_{\text{изм}}$ (рис. 83). Это подтверждается результатами специально проведенных многочисленных опытов, систематическое изложение которых приведено в монографии Н. Е. Резника [60]. Существенная часть этой монографии отведена результатам исследований изменений коэффициента полезной работы лезвия в зависимости от многих факторов. Коэффициент полезной работы лезвия* $\eta_{\text{лез}}$ определяется как отношение полезной работы $A_{\text{рез}}$, затрачиваемой непосредственно на разрезание стеблей, к сумме работ, затрачиваемых на процесс предварительного сжатия $A_{\text{сж}}$ и на процесс резания $A_{\text{рез}}$:

$$\eta_{\text{лез}} = \frac{A_{\text{рез}}}{A_{\text{сж}} + A_{\text{рез}}} = \frac{1}{\frac{A_{\text{сж}}}{A_{\text{рез}}} + 1} \quad (125)$$

и

$$\frac{A_{\text{сж}}}{A_{\text{рез}}} = \frac{1}{\eta_{\text{лез}}} - 1. \quad (126)$$

Найдем соотношение между КПД процесса измельчения и КП процесса работы лезвия. В процессе одного разреза каждый стебель длиной L разделяется на две части — длиной a и $(L-a)$: усредненная длина частей после среза будет равна $l_{\text{ср}} = \frac{a + (L-a)}{2} = \frac{L}{2}$, соответственно степень измельчения $\lambda = \frac{L}{l_{\text{ср}}} = 2$. При одном срезе, т. е. при $\lambda=2$, коэффициенты $\eta_{\text{изм}} = \eta_{\text{лез}}$ или

$$\frac{1}{\frac{c_v}{c_s} \cdot \frac{lg \lambda^3}{\lambda - 1} + 1} = \frac{1}{\frac{A_{\text{сж}}}{A_{\text{рез}}} + 1}$$

следовательно

$$\frac{c_v}{c_s} \cdot \frac{lg 2^3}{2 - 1} = \frac{A_{\text{сж}}}{A_{\text{рез}}} \quad \text{и} \quad \frac{c_v}{c_s} \approx 1,11 \frac{A_{\text{сж}}}{A_{\text{рез}}},$$

откуда найдем, что

$$\eta_{\text{изм}} = \frac{1}{1,11 \frac{lg \lambda^3}{\lambda - 1} \left(\frac{1}{\eta_{\text{лез}}} - 1 \right) + 1}. \quad (127)$$

* В монографии [60] этот коэффициент обозначен буквой λ ; здесь же — $\eta_{\text{лез}}$, в связи с тем, что через λ обычно обозначают степень измельчения.

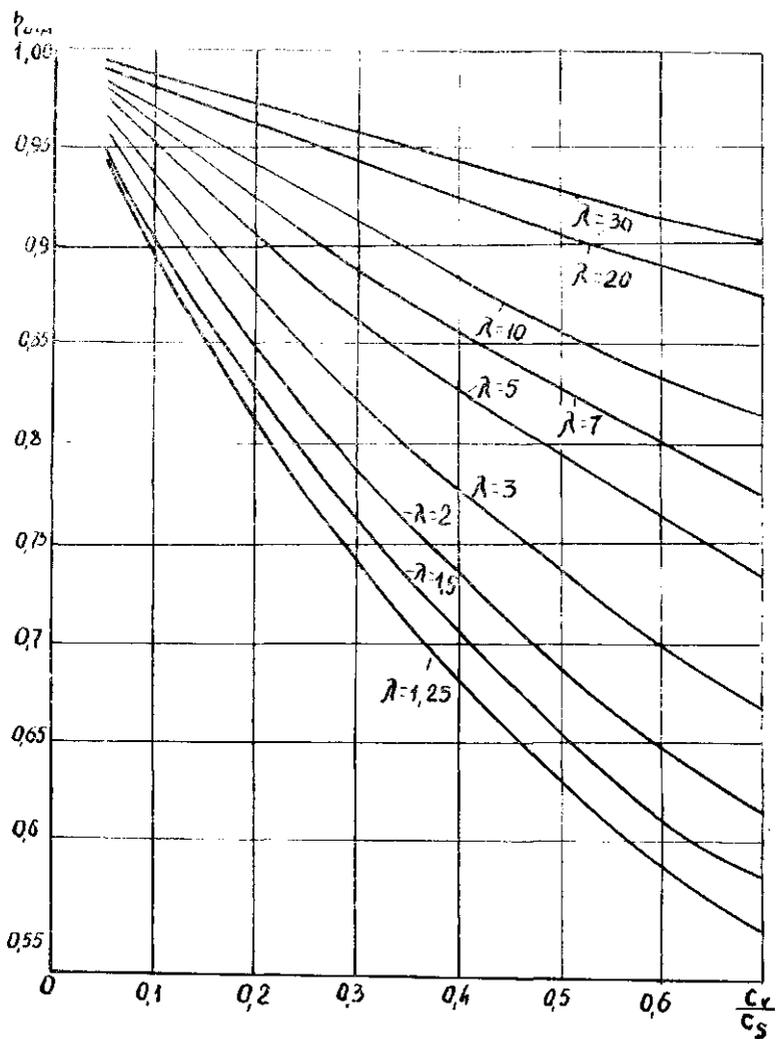


Рис. 83. Зависимость коэффициента полезного действия процесса измельчения $\eta_{\text{изм}}$ от отношения $\frac{c_v}{c_s}$ при различных значениях степени измельчения λ .

Измельчение грубых кормов рабочими органами измельчителей-дробилок, включающее процессы сжатия стеблей, среза под различными углами к их продольным осям, частично разрыва и перетираания, расщепления, гораздо сложней деформаций сжатия и последующего поперечного среза, имеющих место в опытах, проводимых с отдельными пучками стеблей, поэтому полученное соотношение между $\frac{c_v}{c_s}$ и $\frac{A_{сж}}{A_{рез}}$ и зависимость (127) следует считать приближенными. Уточнить их можно, лишь проведя специальные опыты.

Как следует из формулы (127) $\eta_{изм}$ изменяется в прямой зависимости от λ и $\eta_{рез}$; при $\lambda=2$ коэффициенты $\eta_{изм} = \eta_{лез}$; при $\lambda > 2$ величина $\eta_{изм} > \eta_{лез}$.

Коэффициент $\eta_{лез}$ [60] возрастает с уменьшением толщины слоя срезаемых стеблей, уменьшением угла заточки и толщины лезвия, уменьшением зазора между лезвиями и увеличением скорости резания. Закономерности этих изменений для листостебельной массы кукурузы, зеленой ржи, спелого овса, подсолнечника приведены в разделе 2.4. По найденным значениям $\eta_{лез}$ для листостебельной массы этих культур и зависимости (127) можно вычислить $\eta_{изм}$. Однако для ряда с. х. культур, например, риса, эспарцета и других, и условий среза пучка стеблей под различными углами к его продольной оси, опыты по определению $\eta_{лез}$ не проведены. Для разработки новых, более совершенных конструкций измельчителей необходимо такие опыты провести.

Полезная работа, затрачиваемая при одном ударе молотка на деформацию циркулирующего в камере материала массой M , определяется как кинетическая энергия:

$$A_1 = \frac{M v_{отс}^2}{2}$$

где $v_{отс}$ — скорость молотка относительно материала, м;

M — масса материала, находящегося в камере, кг.

При размере диаметра барабана D (м), длине L (м), толщине слоя $h_{сл}$ (м), плотности корма γ (кг/м³), коэффициент концентрации или массовая доля корма в материале слоя $\mu_{кц}$ (кг/кг), масса материала слоя кольцевой формы,

находящегося в камере, приблизительно (без учета объема, занимаемого молотками), равна:

$$M = \gamma \mu_{кц} \pi D L h_{сл} .$$

Число ударов n_z всех z молотков барабана, вращающегося с частотой n (об/мин), за время t (с) нахождения массы M в камере измельчения и числе $z_{уд}$ каждого из молотков об эту массу за 1 оборот барабана

$$n_z = \frac{z z_{уд} n t}{60} .$$

Общая работа, затрачиваемая на деформацию измельчения массы M корма,

$$A = \frac{z_{уд} z n t}{120} \cdot \pi \gamma \mu_{кц} h_{сл} D L v_{от}^2 = \psi D L v_{от}^2 , \quad (128)$$

где

$$\psi = \frac{z_{уд} z n t}{120} \pi \gamma \mu_{кц} h_{сл} .$$

Следовательно, работа, затрачиваемая на деформацию массы корма, циркулирующего в камере, пропорциональна площади диаметрального сечения DL и квадрату относительной скорости $v_{от}^2$.

Мощность, затрачиваемая на измельчение слоя,

$$P_{изм} = \frac{A}{t} = \frac{\psi D L v_{от}^2}{t} , \quad (129)$$

или же, имея в виду, что производительность Q (кг/с) дробилки

$$Q = \frac{\pi \gamma \mu_{кц} h_{сл}}{t} D L ,$$

то мощность

$$P_{изм} = \frac{z_{уд} z n}{120} Q v_{от}^2 . \quad (130)$$

В связи с затруднительностью определения значения величин $z_{уд}$ и $v_{от}^2$, мощность, затрачиваемая на измельчение по формуле (130), обычно не рассчитывают. Проще и точнее Ризм для проектируемых дробилок рассчитать по значениям энергоемкости $q_{э}$ процесса измельчения (см. табл. 8 и 9), характерным для существующих однотипных конструкций измельчителей:

$$P_{изм} = a_{э} \lambda (\lambda - 1) Q . \quad (130, а)$$

Мощность, затрачиваемую на вентиляцию, можно определить по формуле [35]

$$P_v = k_v (1 + \mu_{кц} \mu_{ц}) v_m^3 , \quad (131)$$

где k_v — опытный коэффициент, учитывающий конструкцию и режим работы барабана ($k_v = 0,05$);

$\mu_{кц}$ и $\mu_{ц}$ — коэффициенты концентрации (кг/кг) и кратности циркуляции материала;

v_m — окружная скорость крайних точек молотка ротора измельчающего аппарата, м/с.

Из зависимости (131) следует, что затраты мощности на вентиляцию воздуха в камере измельчения возрастает пропорционально кубу скорости — v_m^3 . По данным Тугумбаева К. И. [75] при больших скоростях затраты энергии на вентиляцию могут достигать 30...40% общего энергетического баланса. С повышением влажности листостебельных кормов для их разрушения требуется увеличение скорости. Но, как следует из результатов специально проведенных опытов [26], (см. рис. 78), при наличии подпора (например, контрмолотков) существует предельная скорость, дальнейшее увеличение которой не имеет смысла, если это только не требуется для повышения производительности измельчителя. Поэтому выбор оптимальной скорости вращения роторов имеет существенное значение для уменьшения энергоемкости этих машин.

Мощность, затрачиваемая на транспортирование массы внутри аппарата и одновременное перетирание ее, определяют как долю мощности на измельчение [35]:

$$P_{та} = f_{сл} P_{изм} , \quad (132)$$

где $f_{сл}$ — коэффициент, аналогичный коэффициенту подбоя f_n , введенному В. П. Горячкиным для определения со-

противления протягиванию хлебной массы через молотильный аппарат.

Затраты мощности на транспортирование массы к аппарату $P_{ти}$ и отвод конечного продукта к месту назначения $P_{то}$, на преодоление вредных сопротивлений в передачах к рабочим органам $P_{пр}$ и к транспортерам $P_{тр}$ можно вычислить по зависимостям, известным из пособий по расчету подъемно-транспортных и деталей машин. В этих пособиях приводится и анализ проверенных приемов снижения требуемых мощностей. Эти компоненты баланса мощности могут быть найдены также экспериментально — методами последовательного отключения отдельных устройств измельчителя и тензометрирования. Экспериментальных данных о величине этих компонентов нет, поэтому в расчетах сумма всех указанных компонентов баланса считается с некоторым приближением равной мощности $P_{хх}$, требуемой на холостой ход измельчителя:

$$P_v + P_{та} + P_{тл} + P_{то} + P_{пр} + P_{тр} \approx P_{хх} . \quad (133)$$

Величину $P_{хх}$ сравнительно не трудно определить экспериментально. Каждое из слагаемых левой части уравнения (133) при работе измельчителя больше, чем на его холостом ходу (величина же $P_{то} + P_{ти} + P_{то}$ на холостом ходу равна нулю). Однако при отсутствии перегрузок, забивания механизмов листостебельной массой и правильной регулировке всех устройств разность между значениями правой и левой частей зависимости (133) незначительна и принятое допущение о равенстве их не приводит к большим погрешностям; в условиях же, отличающихся от указанных, допущение (133) не корректно.

Обычно в расчетах принимают [35]

$$P = (1,15 \dots 1,20) P_{изм} . \quad (134)$$

Отношения мощности $P_{изм}$, затрачиваемой на измельчение, ко всей мощности P , требуемой для привода измельчителя, назовем эффективным коэффициентом полезного действия $\eta_{эф}$:

$$\eta_{эф} = \frac{P_{изм}}{P} . \quad (135)$$

Как следует из уравнения (134), $\eta_{эф} = \frac{1}{1,15 \dots 1,2} = 0,87 \dots 0,835$.
Для уточнения значения $\eta_{эф}$ целесообразно проведение спе-

циальных опытов по определению всех компонентов баланса мощности измельчителя.

Для привода измельчителей обычно применяют электрические двигатели трехфазного тока. Такие двигатели отличаются простотой устройства, высоким КПД при нормальной нагрузке и в небольшом диапазоне изменения частоты вращения. При недогрузках таких двигателей растет сдвиг фаз, существенно снижается $\cos \Phi$ и, соответственно, коэффициент полезного действия двигателя, определяемый, как известно, отношением мощности двигателя $P_{дв} = P$ к мощности питающего его тока $P_{эт}$:

$$\eta_{дв} = \frac{P}{P_{эт}} \quad (136)$$

Изменение $\eta_{дв}$ в зависимости от нагрузки приводится в характеристиках двигателей. Повышение $\eta_{дв}$ достигается правильным выбором двигателя и обеспечением в процессе его эксплуатации нормальной загрузки измельчителя.

Существенное снижение затрат мощности на процесс измельчения и на холостой ход может быть достигнуто и за счет подбора оптимальной скорости рабочих органов измельчителя в соответствии с физико-механическими свойствами измельчаемой массы (вязкости, с. х. культуры, влажности). Это требует от двигателя возможности регулировки частоты вращения его вала в широком диапазоне с сохранением высокого значения КПД. В связи с отмеченным, следует считать целесообразным использование для привода измельчителей электродвигателей постоянного тока, допускающих регулировку частоты вращения в широком диапазоне.

Последовательно используя зависимости (123, 135, 136), выразим значение мощности тока $P_{эт}$, требуемого для питания двигателя, в зависимости от мощности P_s , расходуемой непосредственно на процесс измельчения:

$$P_{эт} = \frac{P}{\eta_{дв}} = \frac{P_{изм}}{\eta_{дв} \eta_{эф}} = \frac{P_s}{\eta_{дв} \eta_{эф} \eta_{изм}}$$

или

$$P_{эт} = \frac{P_s}{\eta} \quad (137)$$

где общий КПД измельчителя η определяется как произведение КПД двигателя $\eta_{дв}$, эффективного КПД измельчителя $\eta_{эф}$ и КПД процесса измельчения $\eta_{изм}$:

$$\eta = \eta_{дв} \eta_{эф} \eta_{изм} \quad (138)$$

Для повышения общего КПД измельчителя следует использовать все возможные способы повышения каждой из его составляющих.

2.7.2. Способы снижения энергоемкости измельчителей и оценка эффективности способов

Для снижения мощности и затрат энергии на измельчение следует использовать все резервы по повышению каждого из указанных КПД. Вместе с тем, следует отметить, что мощность, затрачиваемая на процесс измельчения, составляет более 80% от общей мощности, требуемой для привода измельчителя. Снижение этого компонента баланса мощности на некоторую долю (например, на 1%) примерно в 4 раза эффективней снижения на ту же долю всех остальных компонентов баланса мощности. Поэтому основным резервом снижения энергоемкости измельчителей-дробилок является снижение затрат энергии $A_{изм}$ на процесс измельчения. Как следует из зависимости (119), $A_{изм}$ можно уменьшить как за счет уменьшения удельной работы s , так и за счет уменьшения степени измельчения λ . Уменьшение s можно достичь указанными выше способами повышения коэффициента полезной работы лезвия $\eta_{лез}$. Уменьшить λ можно известными мерами предупреждения избыточного измельчения: выбором размера оптимальной длины частиц измельченной массы, соответствующего зоотехническим требованиям; правильным выбором конструктивных и кинематических параметров измельчающего аппарата.

Определяя величину дополнительных затрат энергии, расходуемой на излишнее измельчение при условии, что в каждом кг измельченной массы содержится $m_1\% = 0,01 m_1$ кг частиц оптимальной длины l_1 , $m_2\% = 0,01 m_2$ кг частиц длиной $l_2 > l_1$ и $m_3\% = 0,01 m_3$ кг частиц $l_3 < l_1$ длиной меньше оптимальной.

Расчет выполним по средне взвешенным значениям длин L , l_1 , l_2 , l_3 и, соответственно, по средним значениям степеней измельчения

$$\lambda = \frac{L}{l_1}; \quad \lambda_2 = \frac{l_2}{L}; \quad \lambda_3 = \frac{l_3}{L}$$

Для измельчения $0,01 \text{ м}_3$ кг соломы до оптимальной длины l_1 , требуется энергия $A_{\text{opt}} = 0,01 m_3 c (\lambda_1 - 1)$, для избыточного измельчения того же количества до длины l_3 требуется

$$A_{\text{из}} = 0,01 m_3 c (\lambda_3 - 1)$$

Дополнительный удельный расход энергии на избыточное измельчение

$$A \lambda_{\text{доп}} = A_{\text{из}} - A_{\text{opt}} = 0,01 m_3 c (\lambda_3 - \lambda_1) = 0,01 m_3 c L \left(\frac{1}{l_3} - \frac{1}{l_1} \right)$$

что от общего удельного расхода энергии —

$$A = 0,01 c [m_1 (\lambda_1 - 1) + m_2 (\lambda_2 - 1) + m_3 (\lambda_3 - 1)]$$

составляет %

$$\delta A \lambda = 100 \frac{A \lambda_{\text{доп}}}{A} = 100 \frac{m_3 (\lambda_3 - \lambda_1)}{m_1 (\lambda_1 - 1) + m_2 (\lambda_2 - 1) + m_3 (\lambda_3 - 1)} \quad (139)$$

или

$$\delta A \lambda = \frac{100 (l_1 - l_3)}{l_1 l_3 \left[\frac{m_1}{m_3} \left(\frac{1}{l_1} - \frac{1}{L} \right) + \frac{m_2}{m_3} \left(\frac{1}{l_2} - \frac{1}{L} \right) + \left(\frac{1}{l_3} - \frac{1}{L} \right) \right]} \quad (140)$$

Естественно, при $m_3 = 0$ величина дополнительных затрат энергии на избыточное измельчение $\delta A \lambda = 0$, что отражается зависимостями (139) и (140); при $m_1 = m_2 = 0$ величина этих затрат достигает своего максимального значения —

$$\delta A_{\text{max}} \lambda = \frac{100 (l_1 - l_3)}{l_1 l_3 \left(\frac{1}{l_3} - \frac{1}{L} \right)} \quad (141)$$

Здесь следует отметить, что доля m_1 частиц с оптимальной длиной является показателем качества измельчения $k_{\text{опт}}$ (см. ниже раздел 1.3.2), т. е. $m_1 = k_{\text{опт}}$, поэтому уравнение (140) отражает зависимости величины потерь энергии от качества. Как следует из него, с улучшением качества измельчения потери энергии δA_λ снижаются.

В соломорезки, измельчители и дробилки часто поступает солома, предварительно измельченная измельчителями ПУН-5, ИСН-3,5 зернокомбайнов, фуражирами ФН-1,4, ФН-1,2 и другими машинами. В такой соломе содержится незначительная доля и мелких частиц. Мелкие частицы имеются и в соломе, поступающей непосредственно и после обмолота хлебной массы. Если в предварительно измельченной массе соломы содержание частиц длиной l_1, l_2, l_3 было соответственно равно $m_{n1}, m_{n2}, m_{n3}\%$, а после окончательного измельчения их содержание стало равным — $m_{o1}, m_{o2}, m_{o3}\%$, то из каждого кг соломы в окончательном процессе измельчается — до длины l_1 масса, равная $0,01m_1 = 0,01(m_{o1} - m_{n1})$ кг; до l_2 — $0,01m_2 = 0,01(m_{o2} - m_{n2})$ кг; до l_3 — $0,01m_3 = 0,01(m_{o3} - m_{n3})$. Эти значения m_1, m_2, m_3 следует подставлять при определении δA_λ в формулы (140) и (141).

Изменение дополнительных затрат δA_λ энергии в зависимости от содержания m_3 частиц длиной $l_3 < 3$ см и содержания m_2 частиц длиной $l_2 > 5$ см в измельченной для крупного рогатого скота массе соломы при различной средней взвешенной длине L_s измельчаемых стеблей представлено кривыми (рис. 84). Кривые эти построены по зависимости (140) и средним значениям длин частиц $l_1 = \frac{3+5}{2} = 4$ см, $l_2 = \frac{5+11}{2} = 8$ см, $l_3 = \frac{0+3}{2} = 1,5$ см для случаев, когда в измельчаемой

массе нет стеблей длиной $L < 11$ см, т. е., когда $m_{n1} = m_{n2} = m_{n3} = 0$. Как следует из рис. 84, дополнительные затраты энергии резко возрастают с увеличением содержания m_3 избыточно измельченных частиц, снижаются с уменьшением длины L_3 измельчаемых стеблей (см. кривые 1, 2, 5 рис. 84); изменение содержания m_2 крупных частиц длиной $l_2 > l_1$ в измельчаемой массе оказывает несущественное влияние на величину δA_λ (см. кривые 2, 3, 4 рис. 84).

Ориентировочные значения дополнительных затрат энергии $\delta A_{\lambda м}$ некоторыми из машин, используемых для измельчения соломы на корм крупного рогатого скота, приведены

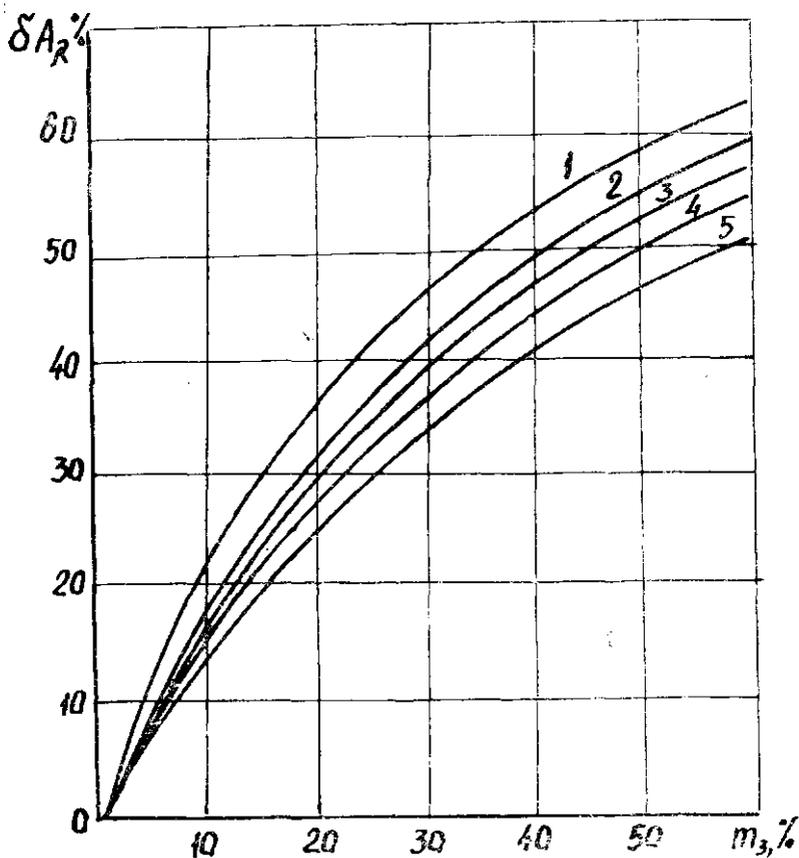


Рис. 84. Зависимость дополнительных затрат энергии ΔA_{λ} от содержания m_3 частиц длиной $l_3 < 3$ см при различных содержаниях m_2 частиц длиной $l_2 > 5$ см и различной длине L измельчаемых стеблей: 1 — $m_2 = 15\%$, $L = 15$ см; 2 — $m_2 = 30\%$; $L = 25$ см; 3 — $m_2 = 15\%$, $L = 25$ см; 4 — $m_2 = 0$; $L = 25$ см; 5 — $m_2 = 0$, $L = 70$ см.

ниже в табл. 22. Величины $\Delta A_{\lambda m}$ здесь подсчитаны для следующих условий: средние длины частиц приняты такими же ($l_1 = 4$ см, $l_2 = 8$ см, $l_3 = 1,5$ см), как и для построения кривых рис. 84; содержание m_{01} , m_{02} , m_{03} частиц со средне взвешенной длиной l_1 , l_2 , l_3 в окончательно измельченной массе вычислено по известному [26] ориентировочному фракцион-

Табл. 22. Фракционный состав измельченной соломы, общий
удельный расход энергии и часть его, затрачиваемая на избыточное измельчение соломы

Наименование и марка машины	Измельчающий аппарат	Производительность, т/час	Влажность соломы, %	Расщепление стоб- лей, %	Масса (%) частиц длиной, мм					Степень измельче- ния, λ	Удельный расход энергии		
					до 10	11...30	31...50	51...100	101 и более		общий А, кВт·ч т	с = λ-1, кВт·ч т	затрачиваемый на избыточн. из- мельчение, %
1. Измельчитель зернокомбайна ИСН-3,5А	Сегментно- молотко- вый	10	10,0	61,0	10,6	12,2	12,6	29,0	35,6	5,5	1,4	0,31	39,7
2. Измельчитель ИГК-30Б	Штифто- вый	3	13,1	90,0	18,7	44,7	23,4	8,4	4,8	13,3	10,0	0,81	48,4
3. Соломосилосо- резка РСС-6Б	Режущий	3	10,0	70,0	15,2	41,3	26,2	13,0	5,3	9,9	6,6	0,74	55,3
4. Дробилка без- решетная ДК-4	Молотко- вый	4	13,4	91,0	23,0	38,0	24,4	9,7	4,9	10,9	8,5	0,86	57,0
5. Дробилка ИРТ-165, Ø50 мм	»	5—15	14,0	94,0	26,5	55,0	11,0	5,7	2,0	14,8	10...32	0,73...2,33	60,7

ному составу; средневзвешенная длина $L_s=33,3$ см измельчаемых стеблей вычислена (см. табл. 23) по известному [76] фракционному составу соломы; общее содержание $m_{n1}+m_{n2}+m_{n3}=5+5+5=15\%$ частиц со средней длиной l_1, l_2, l_3 в измельченной соломе принято ориентировочно равным половине содержания в соломе частиц длиной от 1 до 20 см (см. табл. 23); избыточные потери энергии $\delta A_{\lambda m}$ с учетом доли энергии на привод вспомогательных механизмов и механических потерь в приводе приняты в 1,2 раза большими величин теоретических значений δA_{λ} , подсчитанных по зависимости (140).

Для суждения об абсолютных значениях дополнительных затрат энергии на избыточное измельчение и оценки различных типов измельчающих аппаратов в таблице (табл. 22) приведены также значения степеней измельчения (λ), общих удельных расходов энергии (работы A) и величин удельной работы ($c = \frac{A}{\lambda-1}$). Анализ данных, приведенных в

этой таблице, показывает, что наименее энергоемким из рассмотренных является сегментно-молотковый аппарат, который работает с малыми затратами энергии не только за счет уменьшения излишнего измельчения, но и в основном за счет особенностей конструкции, обеспечивающих малое сопротивление срезу стеблей.

Как следует из табл. 22, дополнительные затраты энергии на избыточное измельчение соломы могут достигать 50%

Табл. 23. Фракционный состав соломы зерновых культур, средняя длина стеблей растений и соломы

Культура, сорт	Масса (%) стеблей длиной, см				Средняя длина стеблей, см	
	1...20	20...40	40...60	свыше 60	растений	соломы
Озимая пшеница Мироновская 808	38,6	27	22,3	11,1	74,6	30,77
Озимая пшеница Мироновская Юбилейная	37,6	26	20,3	16,1	86,1	33,66
Яровая пшеница Московская 21	35,9	27,3	22,9	16,9	80	35,24
						$L_s=33,3$ см

и более. Особенно они велики у молотковых дробилок. Поэтому последние нерационально использовать для измельчения соломы на корм крупному рогатому скоту. Применение их рентабельно для измельчения соломы, используемой для корма овец, лошадей, для приготовления брикетов и гранул, т. е. тогда, когда измельченная масса должна состоять, в основном, из частиц длиной менее 2...3 см. Дополнительные затраты энергии на избыточное измельчение велики и у измельчителей, и соломорезок, поэтому важным резервом сокращения расхода энергии является уменьшение * избыточного измельчения, осуществляемого этими машинами. Реализовать этот резерв нам представляется возможным следующими путями:

осуществлять одноступенчатый процесс измельчения стеблей до требуемой длины частиц можно с помощью специального молоткового аппарата с режущими элементами, наподобии описанных в разделе 1, 2, 5;

осуществлять двух- или многоступенчатое измельчение с промежуточным отбором мелкой фракции ($s \leq l_1$) и направлением на последующие ступени только частиц длиной $l > l_1$. Измельчение с промежуточным отбором мелких фракций широко применяется в горнорудной промышленности. Высокая эффективность его установлена [1] также и для измельчения зерновых кормов.

Существенной экономии расхода энергии на измельчение можно добиться и за счет снижения удельной работы c , определяемой, как показано выше, зависимостью:

$$c = \frac{kR}{\rho L} . \quad (142)$$

Как следует из этой зависимости величина c должна уменьшаться с увеличением объемной массы ρ и длины L стеблей. Это, на первый взгляд, невероятное явление, легко объясняется тем, что с увеличением ρL уменьшается площадь поперечного сечения пласта соломы массой в 1 кг, и, согласно теории П. Ретингера, соответственно уменьшаются затраты энергии на его измельчение. Вместе с тем, увеличение объемной массы (при постоянной ее влажности) и соответствующее увеличение числа стеблей в разрезаемых се-

* В связи с различными наклонами стеблей к траектории движения пласта, неодинаковой длины стеблей, разнообразным расположением их полностью устранить избыточное измельчение невозможно.

чениях сопровождается увеличением усилия $F_{\text{рез}}$ сопротивления срезу и, следовательно, удельной работы k_R : возможности уменьшения с за счет увеличения φL весьма ограничены. Поэтому сократить величину с можно в основном за счет уменьшения удельной работы среза k_R .

Из многочисленных приемов уменьшения усилия сопротивления и удельной работы среза здесь рассмотрим лишь следующее: выбор скорости резания, угла скольжения, угла заточки и толщины лезвия.

По экспериментальным данным В. И. Фомина, удельное сопротивление пшеничных стеблей снижается с увеличением скорости резания. Сила F_c перерезания одного стебля независимо от густоты стеблей выражается эмпирической зависимостью [41] от скорости v :

$$F_c = a + \frac{b}{v^c} \quad (143)$$

где для стеблей пшеницы при остроте лезвия ножа в 25--30 мкм параметры $a=0,1$; $b=2,4$; $c=1,1$.

При числе z_2 сечений стеблей в 1 м² сечения пласта соломы, рабочей скорости резания v и оптимальной скорости $v_{\text{опт}}$ удельные работы резания в единицу времени соответственно будут равны

$$k_{K1} = \left(a + \frac{b}{v^c}\right) z_2 \cdot v \quad \text{и} \quad k_{K1 \text{ опт}} = \left(a + \frac{b}{v_{\text{опт}}^c}\right) z_2 \cdot v_{\text{опт}}$$

Если скорость измельчающего аппарата v больше оптимальной $v_{\text{опт}}$, достаточной для достижения требуемой производительности и качественного измельчения, то дополнительный расход энергии

$$A_{\text{в доп}} = k_{K1} - k_{K1 \text{ опт}} = z_2 \left[a \left(v - v_{\text{опт}} \right) + b \left(\frac{1}{v^c} - \frac{1}{v_{\text{опт}}^c} \right) \right]$$

или в %

$$\delta A_{\text{в доп}} = 100 \left[a \left(\frac{v}{v_{\text{опт}}} - 1 \right) + \frac{b}{v_{\text{опт}}^c} \left(\frac{1}{v^c} - \frac{1}{v_{\text{опт}}^c} \right) \right] = \left(a \frac{v}{v_{\text{опт}}} + \frac{b}{v_{\text{опт}}^c v^c} - 1 \right) \quad (144)$$

Графики изменения дополнительных затрат энергии на превышение скорости в зависимости от отношения $\frac{v}{v_{\text{опт}}}$ для различных значений $v_{\text{опт}}$ приведены на рис. 85. Как следует из них, дополнительные затраты резко возрастают с увеличением отношения $\frac{v}{v_{\text{опт}}}$; увеличение $v_{\text{опт}}$ не столь существенно влияют на величину $\delta A_{v \text{ доп}}$.

В связи с отмеченным возникает необходимость провести экспериментальные исследования величины оптимальной скорости резания для стеблей растений с различными физико-механическими свойствами (различных культур, различной влажностью и др.), а также снабдить измельчители специальными приводами, позволяющими изменять частоту вращения рабочих органов с целью достижения $v_{\text{опт}}$ в процессе эксплуатации дробилок.

По эмпирической формуле Н. Е. Резника [60] усилие резания не уменьшается, а возрастает с увеличением скорости в прямой зависимости от величины $v^{2.6}$. Соответственно удельная работа резания и дополнительные затраты энергии при превышении оптимальной скорости возрастают более интенсивно, чем это отражается зависимостью (144). Но и по самым «скромным» расчетам, приведенным выше, снижение рабочих скоростей до оптимальных значений может дать существенную экономию энергии.

Известно [41], что при затуплении лезвий ножей с 40 мкм до 100...120 мкм удельная сила резания увеличивается на 12...18%, соответственно возрастает и расход энергии; ухудшается при этом и качество измельчения. Поэтому для достижения требуемого качества измельчения и снижения расхода энергии заточка лезвий должна выполняться регулярно, как обязательная операция технического обслуживания за ножевыми измельчителями.

Выше в параграфе 2.3.4 отмечалось существенное влияние угла скольжения τ на величину усилий сопротивления и энергоемкость процесса резания. В дополнение к изложенному, здесь (рис. 86, а) приводим экспериментальную зависимость [18] изменения удельной нормальной силы $\frac{F_n}{S}$ от коэффициента скольжения $\epsilon = \text{tg} \tau$ при резании пучка сплюснутых стеблей соломы ножами с разными углами β заточки ножей. С увеличением угла скольжения и уменьшением угла заточки удельная нормальная сила резания существен-

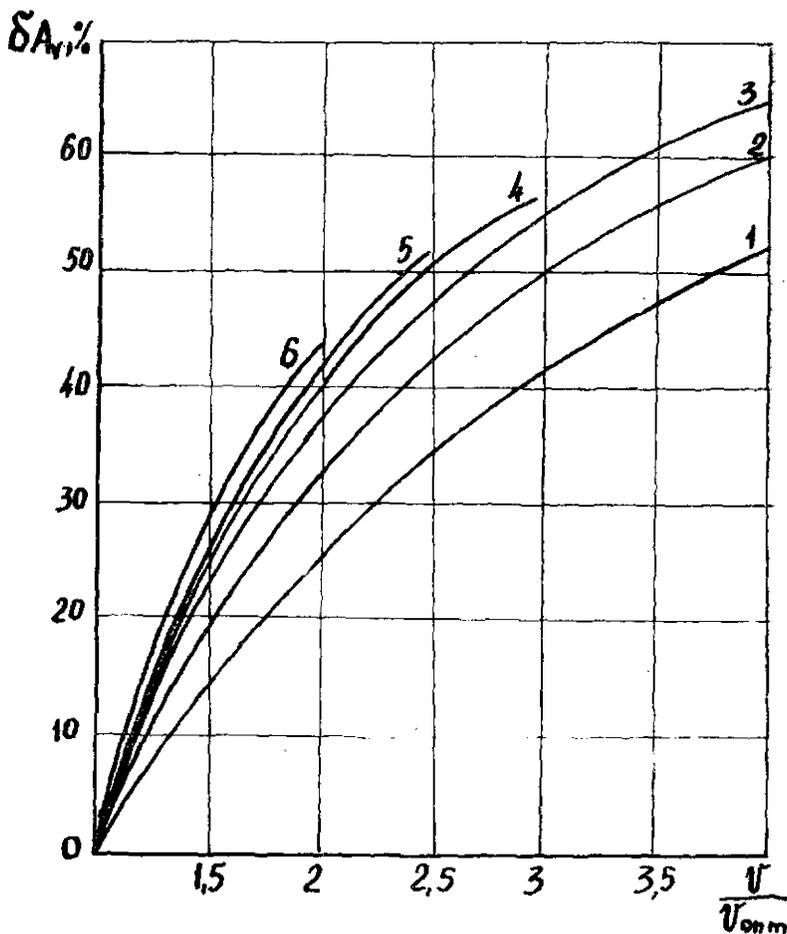


Рис. 85. Изменение дополнительных затрат энергии δA_v в зависимости от отношения $\frac{v}{v_{\text{опт}}}$ реальной скорости v движения ножа к оптимальной $v_{\text{опт}}$ скорости: 1 — при $v_{\text{опт}}=10$ м/с; 2 — $v_{\text{опт}}=20$ м/с; 3 — $v_{\text{опт}}=30$ м/с; 4 — $v_{\text{опт}}=40$ м/с; 5 — $v_{\text{опт}}=50$ м/с; 6 — $v_{\text{опт}}=60$ м/с.

но снижается. Однако с увеличением угла скольжения τ увеличивается путь перемещения ножа, поэтому увеличение угла τ не столь существенно и не во всех случаях сопровождается снижением удельной работы k_R резания. Это наглядно отражают графики (рис. 86, б) изменения удельной ра-

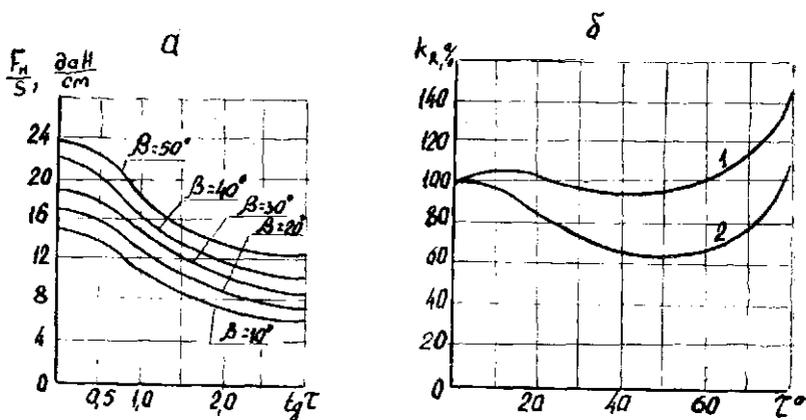


Рис. 88. Зависимость (а) удельной нормальной силы $\frac{F_n}{S}$ от коэффициента скольжения $\varepsilon = \text{tg}\tau$ при резании соломы ножами с разными углами β заточки; зависимость (б) величины удельной работы резания k_R (%) пшеничной соломы (кривая 1) и стеблей кукурузы (кривая 2) от угла τ скольжения.

боты резания k_R пшеничной соломы (кривая 1) и стеблей кукурузы (кривая 2) от угла скольжения τ . График заимствован из работы академика Н. В. Сабликова [64]. По этому графику оптимальные значения угла скольжения $\tau = 45..50^\circ$ отличаются от значений $\tau_{\text{опт}} = 25^\circ$ (см. рис. 76) по графику, заимствованному из работы Н. Е. Резника. Это, по-видимому, можно объяснить различными условиями проведения опытов.

Приведенный выше анализ влияния на энергоемкость параметров $v, \gamma, \sigma_{\Delta}$ относится к машинам с снеговыми рабочими органами, которые теперь применяются в основном для измельчения сочных кормов и редко (например, «Волгарь-5») для измельчения соломы и других мелкостебельных кормов. Измельчение соломы в настоящее время выполняется, главным образом, штифтовыми и молотковыми рабочими органами, для которых указанные зависимости энергоемкости от v, γ и σ_{Δ} не распространяются. Штифтовые и молотковые кормоизмельчающие аппараты удобны в эксплуатации, износоустойчивей режущих, обеспечивают лучшее расщепление стеблей, но они наиболее энергоемки (см. табл. 22); с повышением влажности соломы их производительность резко снижается, а энергоемкость возрастает [27]. Поэтому выявление резервов снижения их энергоемкости (и повышения

производительности) представляет большой практический интерес.

С увеличением скорости вращения молотков затраты мощности на вентиляцию воздуха и на перемещение измельчаемого слоя материала возрастают пропорционально кубу скорости (т. е. v^3), но так как при этом работа, расходуемая на процесс измельчения, снижается более интенсивно, то в итоге общий расход энергии уменьшается. Так, например, [35] с увеличением скорости молотков дробильного агрегата АВМ-0,4 более чем в два раза (с 54,2 до 115 м/с) удельный расход энергии снижается на 21%, хотя при этом степень измельчения возросла на 110%, а мощность холостого хода увеличилась на 75%. Учитывая, что повышение скорости молотковых аппаратов даст не столь существенное снижение энергоемкости и связано с необходимостью увеличения прочности его деталей, превышение скоростей, рекомендуемых [37] для достижения требуемой производительности и качества при измельчении соломы различной влажности, нельзя отнести к категории перспективных (целесообразных) резервов.

Большой экономии энергии можно достичь за счет улучшения конструкции молотков, в частности, установкой на них режущих элементов-сегментов. В этом случае более энергоемкие процессы разрушения стеблей изгибом и разрывом будут заменены в основном менее энергоемким процессом ударного скользящего резания. Это подтверждают приведенные в таблице 22 значения $c = \frac{A}{\lambda - 1}$ для измельчи-

телей с различными рабочими органами, а также результаты специальных испытаний, проведенных институтом МИМСХ (см. параграф 1.2.5).

Если относительнонос снижение расхода энергии, которое можно достичь за счет уменьшения избыточного измельчения будет равным δA_λ , за счет оптимизации скорости δA_v , угла скольжения δA_τ , угла заточки δA_γ , толщины лезвия $\delta A_{\delta\lambda}$, прочих приемов улучшения конструкции (например, передач, транспортеров, установки сегментов на молотках) δA_n , то общая экономия расхода энергии составит

$$\delta A = 1 - (1 - \delta A_\lambda) (1 - \delta A_v) (1 - \delta A_\tau) (1 - \delta A_\gamma) \times \\ \times (1 - \delta A_{\delta\lambda}) (1 - \delta A_n), \quad (145)$$

где все значения δA (с индексами и без них) выражены в долях единицы.

Способы снижения затрат энергии механическими передачами, транспортерами известны из курсов «Детали машин» [81], «Подъемно-транспортные машины», поэтому приводить их анализ здесь считаем лишним.

Приведенное позволяет считать, что даже частичное использование рассмотренных резервов может способствовать существенной экономии расхода энергии на измельчение листостебельных кормов.

2.8. ДИНАМИКА РОТОРОВ ИЗМЕЛЬЧАЮЩИХ АППАРАТОВ

К основным задачам динамики роторов измельчающих аппаратов относятся выявление условий, необходимых для уравнивания, равномерного, устойчивого движения роторов, разгрузки их пальцев и валов от ударных импульсов, предупреждения крутильных колебаний валов, определение углов отклонения молотков от радиально-равновесного положения. Методика решения этих задач, основанная на законах классической механики, приведена ниже.

2.8.1. Уравнивание роторов

Неуравновешенные массы роторов при их вращении возбуждают дополнительные центробежные силы, которые могут вызвать большие нагрузки на вал, ускорить износы его подшипников, вызвать нежелательные вибрации всего измельчителя. Поэтому роторы должны быть статически и динамически уравновешенными.

Статического уравнивания достигают совмещением центра массы (ЦМ) ротора с его осью вращения (рис. 87, а). В случаях, когда ЦМ располагается на некотором расстоянии Y_p от оси x вращения, возникает неуравновешенная центробежная сила

$$F_{\text{ц}} = m_p Y_p \omega^2, \quad (146)$$

где m — масса всего ротора;
 ω — угловая скорость его вращения.

Статическая неравномерность легко выявляется установкой ротора на опоры с малым трением (на ножах или двух парах тонких дисков). При повороте ротора от равновесного

положения (рис. 87, б) возникает статический момент силы веса

$$M_c = m_p g Y_p \sin \alpha, \quad (147)$$

который даже при небольших углах отклонения α возвращает ротор в первоначальное устойчивое равновесное состояние. Статическая уравновешенность ротора достигается либо прикреплением к нему груза (например, болта) массой m_p со стороны, противоположной расположению ЦМ, либо удалением некоторой массы со стороны расположения ЦМ. Так как уравновешивающий груз располагают на расстоянии y_r , значительно большем y_c , то для уравновешивания требуется груз массой

$$m_r = m_p \frac{y_c}{y_r}, \quad (148)$$

значительно меньшей массы ротора. Масса груза подбирается так, чтобы на опорах даже с очень малым трением статически уравновешенный ротор находился бы в безразличном равновесии, т. е. чтобы при повороте его на любой угол от заданного положения ротор самопроизвольно не изменял своего положения.

При вращении статически уравновешенного ротора, например, когда ЦМ его частей (половин) располагаются по разные стороны от оси вращения на расстоянии Z (рис. 87, в), может возникнуть неуравновешенная пара центробежных сил с моментом относительно оси y

$$M_g = 0,5 m_p Z \omega^2 L. \quad (149)$$

Такую неуравновешенность нельзя обнаружить на невращающемся роторе. Она проявляется только у вращающегося ротора и поэтому называется динамической. Динамическое уравновешивание роторов выполняют на специальных балансировочных станках путем прикрепления к роторам двух таких масс, моменты центробежных сил которых уравновешивают момент от масс ротора.

Как следует из зависимости (149), $M_d=0$ в случае, когда величины центробежного момента инерции массы $I_{xy} = \sum m_i x_i z_i = 0$. Оси (например, x_0, z_0 , рис. 87, в), относительно которых центробежные моменты инерции равны нулю, называются главными осями инерции. Динамическое уравновешивание достигается в случае, когда ось вращения ротора яв-

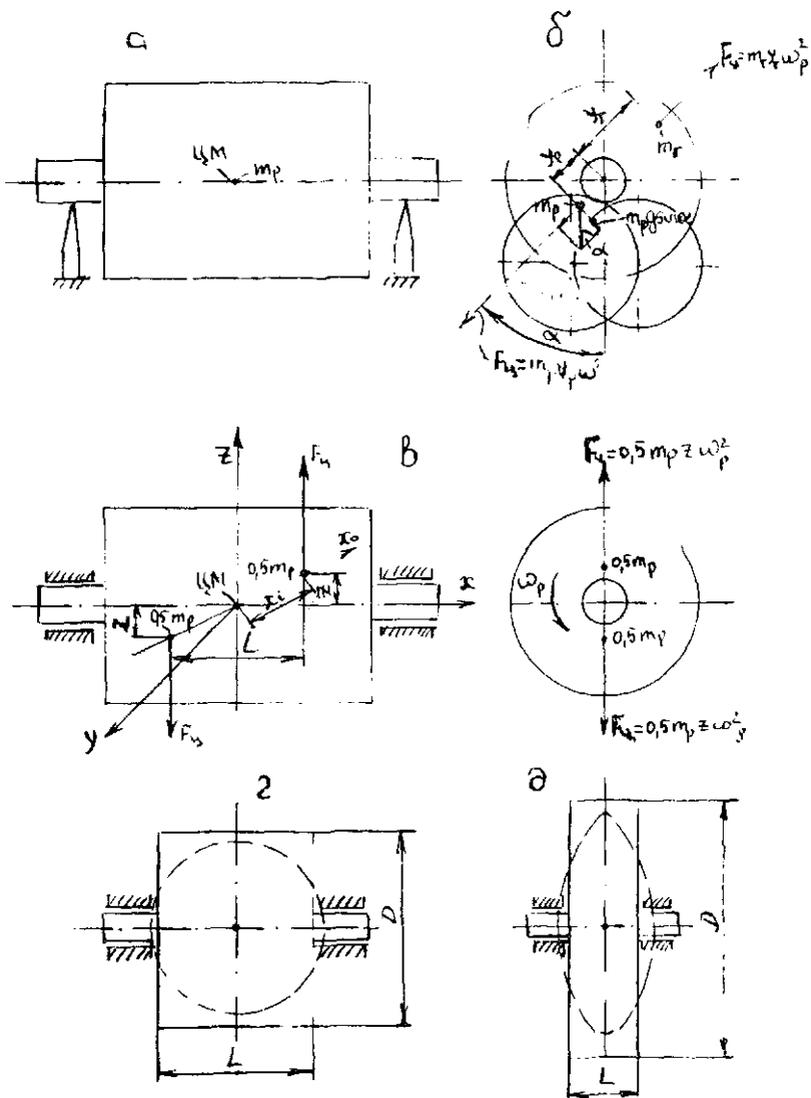


Рис. 87. Схема уравнивания роторов: а — статически уравновешенный ротор на ножевых опорах; б — статическое уравнивание ротора, установленного на дисковых опорах; в — статически уравновешенный, но динамически неуравновешенный ротор; г — ротор с равновесным (шаровым) эллипсоидом инерции; д — ротор с неравновесным (сплюснутым) эллипсоидом инерции.

ляется его главной осью, а для того, чтобы при этом была достигнута и статическая уравновешенность, эта ось должна быть и центральной, т. е. проходить через ЦМ всего ротора.

Известно [11], что если ротор имеет равноосный эллипсоид инерции, то он не требует динамического уравновешивания, так как в этом случае любая его ось симметрии является в тоже время главной осью инерции. Следовательно, для такого ротора достаточно провести только статическое уравновешивание. Поэтому для достижения динамической уравновешенности следует стремиться к тому, чтобы центральный эллипсоид инерции* ротора приближался к шару.

Тогда такой ротор легче поддается динамическому уравновешиванию, а в некоторых случаях можно ограничиться только статическим уравновешиванием. Это условие хорошо достигается у роторов (рис. 87, г) с отношением размера их диаметра D к длине L .

$$k_l = \frac{D}{L} = 1 \dots 2. \quad (150)$$

У таких роторов до 50% массы сосредоточено в комплектах молотков, пальцев, шайб, сравнительно близко расположенных к оси вращения, в результате чего момент инерции их относительно этой оси невелик [35].

У роторов с соотношением

$$k_l = \frac{D}{L} \geq 2 \quad (151)$$

массы комплектов молотков, пальцев, шайб составляют 17...18% от всей массы ротора. Эти массы удалены на значительное расстояние от оси вращения, в результате чего они отличаются большими моментами относительно оси вращения. Такие роторы имеют двухосный эллипсоид инерции (рис. 87, д), сплюснутый в плоскости вращения. Они менее металлоемки, но требуют тщательной балансировки.

Для обеспечения условий статической и динамической уравновешенности барабанов наиболее часто применяют ря-

* Центральный эллипсоид инерции представляет собой геометрическое место концов всех радиус-векторов (поверхность), проведенных через центр массы тела, имеющих длину, равную $1/\sqrt{I}$, где I — момент инерции тела относительно данного радиуса-вектора [10].

довое или шахматное расположение молотков на поверхности барабана. Расположение молотков по схеме сходящихся к середине винтовых линий, предложенной И. И. Ревенко [53], обеспечивает сдвиг измельчаемой массы с боков на середину камеры измельчения, и, тем самым, более равномерный износ молотков, но при этом усложняет балансировку барабана.

2.8.2. Степень неравномерности вращения ротора измельчителя

Ротор измельчителя, как и ротор любой машины, может вращаться с постоянной угловой скоростью лишь в случаях равенства подводимой $E_{\text{под}}$ и расходуемой $E_{\text{рас}}$ рас энергий:

$$E_{\text{под}} = E_{\text{рас}} \quad (152)$$

При нарушении этого условия разность энергий

$$\Delta E = E_{\text{под}} - E_{\text{рас}}$$

вызывает либо увеличение (при $\Delta E > 0$), либо уменьшение (при $\Delta E < 0$) угловой скорости ротора, т. е. нарушение равномерности его вращения.

Уменьшение скорости ниже некоторого предельного значения сопровождается нарушением нормальных условий измельчения корма, забиванием измельчающего аппарата и может привести к остановке ротора. Увеличение скорости выше предельной ω_{max} может вызвать недопустимое увеличение центробежных сил вращающихся масс и вибраций всей машины. Поэтому степень неравномерности вращения ротора, определяемая зависимостью

$$\delta_{\omega} = \frac{\omega_{\text{max}} - \omega_{\text{min}}}{\omega_{\text{ср}}} \quad (153)$$

должна находиться в допустимых пределах. Для роторов измельчителей допустимое [35] значение неравномерности $\delta_{\omega} = 0,04 \dots 0,07$.

Уравнение кинетической энергии для неустановившегося вращения ротора можно записать так [10]:

$$\Delta E = J_p \frac{\omega_{\text{max}}^2 - \omega_{\text{min}}^2}{2} \quad (154)$$

где ω_{max} и ω_{min} — максимальная и минимальная угловые скорости в рассматриваемый промежуток времени;

J_p — момент инерции массы ротора относительно его оси вращения.

Для выявления зависимости степени неравномерности от величин ΔE , J_p , ω_{cp} разделим правую часть уравнения (153) на величину ω_{cp} и умножим на ее значение

$$\omega_{cp} = \frac{\omega_{\max} - \omega_{\min}}{2} \quad (155)$$

Равенство (153) при этом не нарушится:

$$\delta\omega = \frac{\omega_{\max} - \omega_{\min}}{\omega_{cp} \omega_{cp}} \cdot \frac{\omega_{\max} + \omega_{\min}}{2} = \frac{\omega_{\max}^2 - \omega_{\min}^2}{2 \omega_{cp}^2}$$

Подставив сюда получаемое из зависимости (154) значение

$$\frac{\omega_{\max}^2 - \omega_{\min}^2}{2} = \frac{\Delta E}{J_p}$$

найдем, что

$$\delta\omega = \frac{\Delta E}{J_p \omega_{cp}^2} \quad (156)$$

Из зависимости (156) следует, что с увеличением момента инерции массы ротора и его угловой скорости степень неравномерности уменьшается и, следовательно, равномерность вращения повышается.

Считая расход энергии на измельчение пропорциональным производительности Q измельчающего аппарата

$$\frac{\Delta E}{E_{cp}} = \frac{\Delta Q}{Q_{cp}} \quad (157)$$

из совместного решения уравнений (156) и (157) получим

$$\Delta Q = \delta\omega J_p \omega_{cp}^2 \frac{Q_{cp}}{E_{cp}} \quad (158)$$

т. е. допускаемое изменение подачи измельчаемого материала над средним его значением пропорционально допускаемой неравномерности вращения, моменту инерции ротора, квадрату средней угловой скорости и удельной произво-

длительности. Аналогично, задавая значениями трех из параметров, входящих в зависимость (156), можно вычислить четвертую величину.

Расчет вновь разрабатываемых конструкций целесообразно проводить по меньшим из допускаемых значений $|\delta_{\omega}|$, тогда при уменьшении момента инерции ротора, наблюдаемого в процессе эксплуатации за счет износа его деталей (молотков), степень неравномерности вращения будет оставаться в допускаемых пределах.

2.8.3. Условия устойчивого движения молоткового ротора

Вращаясь вместе с барабаном и периодически подвергаясь силам сопротивления отдельных порций измельчаемой массы, молотки кормоизмельчающего аппарата несколько отклоняются от своего радиально-равновесного состояния в сторону, противоположную вращению барабана, и затем под действием центробежной силы возвращаются в свое исходное положение. Так молотки совершают колебательное движение относительно пальцев вращающегося барабана. При этом колебания молотков возбуждают колебания барабанов относительно геометрической оси своего вала. Потому барабан вместе с молотками (молотковый ротор) можно рассматривать как систему с двумя степенями свободы со взаимосвязанными колебаниями молотков относительно пальцев барабана и колебаниями барабана относительно его оси вращения. Анализ колебаний такой системы [36] с учетом даже не всех факторов, воздействующих на нее, весьма сложен. В связи с этим для упрощения задачи определения условий достижения устойчивого движения молоткового ротора, будем рассматривать его как двойной физической маятник. У двойного математического маятника главные частоты колебаний k_1 и k_2 , определяемые по зависимости [10]

$$k_{1,2} = \sqrt{\frac{g(1+\mu)}{2L_1L_2}(L_1+L_2)} \pm \sqrt{(L_1+L_2) - \frac{4L_1L_2}{1+\mu}} \quad (159)$$

при любых соотношениях длин L_1 и L_2 и масс $\mu = m_1:m_2$ маятников не могут быть равны между собой (в подкоренном выражении для значения k_1 надо принять знак «+», а для k_2 — знак «-»). Это положение, давно известное из механики как парадокс Джорджа Габриеля Стокса (1819...1903 гг.), спра-

ведливо и для двойного физического маятника (значения k_1 и k_2 для такого маятника см. в [12]). Из этого парадокса следует, что если молотки (вторые маятники) будут колебаться с резонансной частотой второго маятника k_2 , то резонансная частота барабана (первого маятника) k_1 не будет равна k_2 , следовательно вращение барабана будет устойчивым. Поэтому для определения условия устойчивости барабана достаточно определить и выполнить условия, при которых молотки будут работать в резонансном режиме.

Собственные колебания шарнирно-подвешенного молотка (рис. 88) относительно оси z (ось расположена перпендикулярно к плоскости рисунка и проходит через точку O), вращающейся с барабаном вокруг оси z_1 (ось z_1 , параллельна оси z и проходит через точку O), можно рассматривать как колебания физического маятника в поле центробежной силы G_c , которая, в данном случае, является силой, восстанавливающей радиально-равновесное положение молотка. Для определения собственных колебаний такого маятника используем дифференциальное уравнение вращения твердого тела вокруг оси:

$$J_z \ddot{\Theta} = \sum_1^{k=n} m_z (F_k), \quad (159)$$

где J_z — момент инерции молотка относительно оси z ;

$\ddot{\Theta}$ — угловое ускорение молотка относительно этой же оси, определяемое как вторая производная по времени t от угла Θ поворота молотка от радиально-равновесного положения;

$\sum_1^{k=n} m_z (F_k)$ — сумма моментов относительно оси z всех внешних сил, приложенных к молотку.

Для определения собственных колебаний молотка из системы сил, действующих на молоток, следует учитывать центробежную силу в его переносном движении $\hat{F}_{ц} = m\omega^2 \rho$, которую можно считать приложенной к центру массы (точка цм, см. рис. 88) молотка. Если, в соответствии с размерами известных конструкций молотковых аппаратов, ориентировочно принять радиус вращения центра массы m молотков $\rho = 0,15 \dots 0,4$ м, угловую скорость барабана в соответствии с рекомендациями [57] принять $\omega_0 = 180 \dots 320$ с⁻¹, то сила тяжести мо-

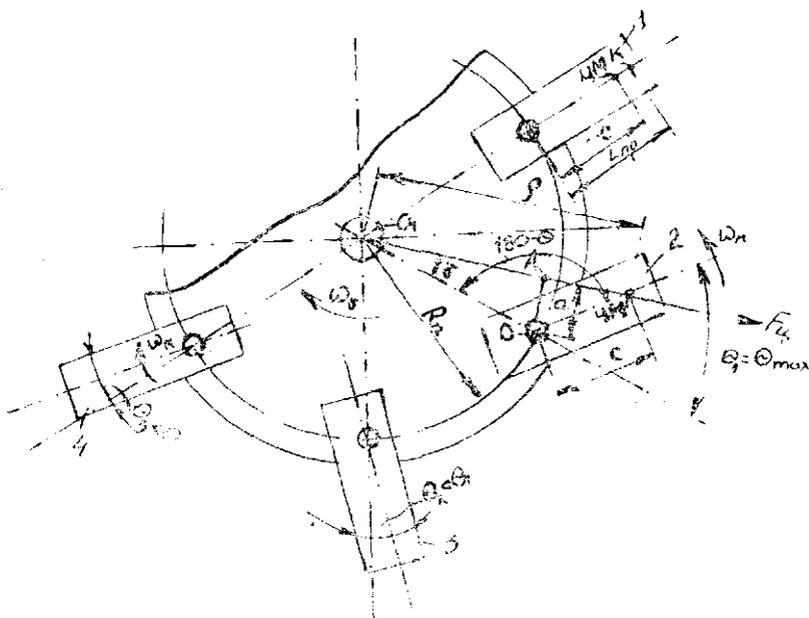


Рис. 88. Схема колебания молотка измельчающего аппарата: 1 — молоток в радиально равновесном положении; 2 — отклоненное положение молотка в конце момента удара, когда $\theta_1 = \theta_{\max}$; 3 — отклоненное положение молотка после удара, когда $\theta_0 < \theta_1$; 4 — отклонение молотка в направлении вращения барабана, когда $\theta_2 < 0$.

лотка $F_z = mg = 9,81m$ составит от центробежной силы $F_z = m\omega^2 \rho = m(180 \dots 312)^2 \cdot (0,15 \dots 0,40) = m(4860 \dots 38938)$ всего \approx

$$\frac{1}{500} \dots \frac{1}{4000}$$

часть. Незначителен момент силы F_g по сравнению с моментом силы F_c и величиной $m_z(F_g)$ можно пренебречь. Силы реакции пальца относительно оси z момента не дают, так как они пересекают эту ось. Касательные силы инерции в относительном движении малы и ими можно пренебречь. Поэтому сумму моментов всех внешних сил, обуславливающих собственные колебания молотка, можно без существен-

ной погрешности принять равной моменту центробежной силы в переносном движении:

$$\sum_1^{k=n} m_z (F_k) = - F_{\zeta} a = - m \omega_0^2 \rho a . \quad (160)$$

Знак минус здесь указывает на то, что направление момента силы F_{ζ} противоположно направлению положительного отсчета угла поворота Θ .

Из треугольника O_1AO (см. рис. 88) плечо a центробежной силы относительно оси z

$$a = R_n \sin \gamma .$$

Из треугольника OZO_1 по теореме синусов

$$\frac{c}{\sin \gamma} = \frac{\rho}{\sin \Theta} , \text{ величина } \sin \gamma = \frac{c}{\rho} \sin \Theta \text{ и плечо}$$

$$a = \frac{c}{\rho} R_n \sin \Theta .$$

Отсюда момент внешних сил

$$\sum_1^{k=n} m_z \dots = - m \omega_0^2 R_n c \sin \Theta . \quad (161)$$

Подставив найденное значение момента в уравнение (159), получим

$$J_z \ddot{\Theta} + m \omega_0^2 R_n c \sin \Theta = 0 ,$$

или

$$\ddot{\Theta} + k^2 \sin \Theta = 0 , \quad (162)$$

где

$$k = \omega_0 \sqrt{\frac{m c}{J_z}} R_n . \quad (163)$$

При малых углах Θ можно принять $\sin \Theta = \Theta$ и тогда получим линейное однородное дифференциальное уравнение второго порядка с постоянным коэффициентом

$$\ddot{\Theta} + k^2 \Theta = 0 , \quad (164)$$

решением которого, как уравнения колебания обычного маятника с малой угловой амплитудой [4], является

$$\Theta = \alpha \sin kt, \quad (165)$$

где $\alpha = \frac{\Theta_0}{k}$ — угловая амплитуда;

$$k = \omega_0 \sqrt{\frac{m c}{J_z} R_n} = \omega_0 \sqrt{\frac{R_n}{l_k}} \quad \begin{array}{l} \text{— круговая частота собственных} \\ \text{колебаний молотка;} \end{array}$$

$$l_k = \frac{J_z}{m c} \quad \begin{array}{l} \text{— приведенная длина физического} \\ \text{маятника (равная длине матема-} \\ \text{тического маятника с таким же} \\ \text{периодом колебания, как и у} \\ \text{данного маятника).} \end{array}$$

Период колебаний такого маятника (молотка)

$$T = \frac{2\pi}{k} = \frac{2\pi}{\omega_0} \sqrt{\frac{J_z}{m c R_n}}. \quad (166)$$

Уравнение (165) является уравнением собственных гармонических колебаний молотка; частота и период колебаний их не зависят от начальных данных. Это свойство называется изохронностью малых колебаний.

Из уточненного решения дифференциального уравнения (162), по аналогии с решением [4] для физического маятника, колеблющегося в гравитационном поле (для случая, когда величина угла Θ значительна,) получим, что период колебаний

$$T_{\text{ум}} = \frac{2\pi}{\omega_0} \sqrt{\frac{J_z}{m c R_n}} \cdot \left(1 + \frac{1}{4} \sin^2 \frac{\alpha}{2} + \frac{9}{64} \sin^4 \frac{\alpha}{2} + \dots \right). \quad (167)$$

При угловой амплитуде колебаний $\alpha = 60^\circ$, уточненное значение периода колебаний $T_{\text{ум}}$ отличается от приближенного T на 3,5%, а при $\alpha = 20^\circ$ — всего лишь на 0,8%. Если учесть, приводимые в литературных источниках значения максимальных углов отклонения молотков, $\Theta = 17^\circ$, то допущение $\sin^2 \Theta = \Theta$ и использование полученных с учетом его зависимостей (165, 166) не может привести к существенным погрешностям.

Периодически действующей возбуждающей колебания молотка силой является сила реакции удару очередной порции измельчаемой массы, поступающей в камеру барабана.

Частота этой силы равна угловой скорости ω_0 барабана. При условии, когда частота собственных колебаний молотков k будет равна или кратна частоте возбуждающей силы, молотка будут работать в резонансном режиме. В соответствии с парадоксом Стокса [11] как отмечалось выше, частоты собственных колебаний барабана и молотков, представляющих собой части двойного физического маятника, не могут быть равны, то при резонансных колебаниях молотков, резонансных колебаний барабана не будет. Движение барабана будет устойчивым. В этих условиях молотки барабана выполняют функцию маятникового демпфера (гасителя) крутильных колебаний барабана. Как маятниковые гасители колебаний молотки обеспечивают следящую настройку, так как собственная частота колебаний их пропорциональна угловой скорости ω_0 барабана. В условиях резонансного режима колебаний молотки с максимальной энергией воздействуют на измельчаемый материал.

Для полного гашения крутильных колебаний основной массы (массы барабана) собственная частота колебаний гасителя (молотка) должна быть равна или кратной частоте колебаний основной массы [45]; в данном случае должно сохраняться условие

$$k = \omega_0 \sqrt{\frac{R_n}{I_k}} = \omega_0 N, \quad (168)$$

откуда

$$\frac{R_n}{I_k} = N^2; \quad (169)$$

здесь N — число полных колебаний молотка, совершаемых за каждый оборот ротора, называемое гармоникой или кратностью колебания. Если гармонику возмущающей силы принять $N=1; 1,5; 2; 2,5; 3$, то соответственно

$$\frac{R_n}{I_k} = 1; 2,25; 4; 6,25; 9.$$

При $\frac{R_n}{I_k} = 1$ приведенная длина $l_k = R_n$, соответственно и реальная длина молотка получается очень большой; при $\frac{R_n}{I_k} = 6,25$ приведенная $l_k = \frac{R_n}{6,25}$ получается очень малень-

кой. Поэтому из приведенного ряда соотношений предпочтительными считают [35] отношения

$$\frac{Rn}{I_k} = 2,25 \text{ и } \frac{Rn}{I_k} = 4.$$

С. В. Панова [44] соотношение $\frac{Rn}{I_k} = 4$ считает самым выгодным, так как при этом амплитуда колебаний молотков максимальна и ударная энергия молотков используется с наибольшей эффективностью.

Соотношение $\frac{Rn}{I_k} = 2,25$ она считает самым невыгодным, так как при этом амплитуда молотков минимальна.

Ниже на рис. 89 приведены графики $\chi=f(t)$ изменения отклонения молотков в зависимости от времени t за два последовательных периода $T = \frac{2\pi}{\omega_6}$ полного поворота барабана ($360^\circ \cdot 2 = 720^\circ$) и схемы изменений направлений максимальной относительной скорости v_0 центра удара молотка

при различных отношениях $\frac{Rn}{I_k}$ и постоянных значениях $Rn+I_k$ и ω_6 . Из этого рисунка видно, что амплитуда колебаний центра удара молотка уменьшается с уменьшением I_k и соответствующим увеличением $\frac{Rn}{I_k}$: наибольшая амплитуда при $\frac{Rn}{I_k} = 1$, наименьшая при $\frac{Rn}{I_k} = 4$. Из-за сопротивления кормовоздушного слоя камеры амплитуды второго полупериода колебаний молотков меньше амплитуды первого полупериода. При $N=1$ и $N=2$, соответственно, при $\frac{Rn}{I_k} = 1$

и $\frac{Rn}{I_k} = 4$, в связи с совпадением реакции Sy (точнее реактивного импульса удара) первых порций поступающих в камеру измельчения материалов с направлением относительной скорости $v_{от}$ колебания молотка, амплитуда последующих периодов все увеличивается и увеличивается. Молоток должен колебаться при этом в резонансном режиме. Теоретически амплитуда колебания его должна стремиться к бесконечности, а в условиях рассматриваемого механизма угловая

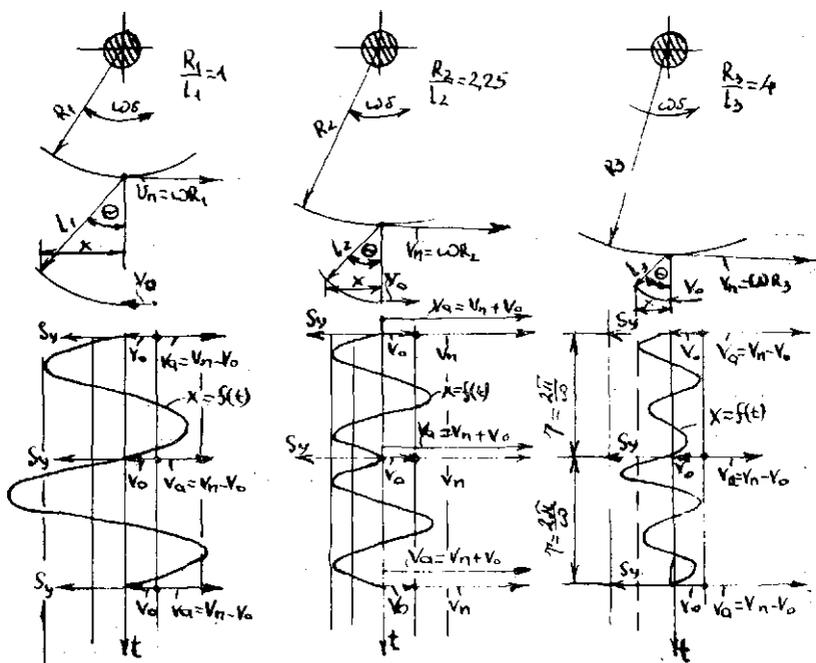


Рис. 89. Графики $x=f(t)$ изменения отклонения x молотков в зависимости от времени t и схемы изменения направления максимальной относительной скорости v_n центра удара молотка при различных отношениях $\frac{R_n}{L_n}$ и постоянных значениях параметров $R_n + l_k$ и ω .

амплитуда должна достигать 360° и молоток должен за период полного оборота барабана сделать при $N=1$ один, а при $N=2$ два полных оборота вокруг своего пальца. После удара о первые порции материала молоток встречает сопротивление движущегося в камере материала и действительная амплитуда колебания его не достигает 360° (по опытным данным не превышает 17°). Но и при этом колебания молотка в резонансном режиме в соответствии с парадоксом Стокса обеспечивают устойчивое движение барабана. Однако в этом случае абсолютная v_a скорость движения молотка

(см. рис. 89) определяется разностью $v_a = v_n - v_0$ переносной v_n и относительной v_0 скоростей; количество движения, соответственно, и импульс удара молотка об измельчаемый ма-

териал уменьшается. Таким образом, резонансное колебание молотка в этом случае приводит к снижению эффективности его воздействия. При $N=1,5$ и $\frac{Rn}{I_k}=2,25$ в момент удара относительная скорость v_o молотка совпадает с переносной скоростью v_n ; абсолютная скорость $v_a=v_n+v_o$ и импульс удара при этом получаются большими. Поэтому приведенное выше мнение о нерациональности отношения $\frac{Rn}{I_k}=2,25$ сомнительно.

М. М. Гернет [11] считает соотношение $\frac{Rn}{I_k}=2,25$ вполне удобным, хотя и не обязательным, так как силы трения, силы сопротивления измельчаемой массы демпфируют колебания и превращают механизм молоткового ротора в неизменяемую систему.

В значительной части существующих конструкций дробилок отношение $\frac{Rn}{I_k}$ принято равным 2,25. Вместе с тем имеется немало конструкций с иным соотношением $\frac{Rn}{I_k}$, у которых молотковые роторы вращаются устойчиво. Обычно устойчивость вращения не нарушается заметно при износе молотков, следовательно, при нарушении первоначально принятого отношения $\frac{Rn}{I_k}$. Поэтому с мнением М. М. Гернета о необязательности условия $\frac{Rn}{I_k}=2,25$ нельзя не согласиться.

2.8.4. Разгрузка осей подвеса молотков от ударных импульсов

Силы реакции, воспринимаемые каждым молотком при ударе об измельчаемый материал, могут достигать 20 и более кг [11]; значительная их часть может передаваться на оси подвеса молотков и через них на опоры вала барабана. Действуя с большой частотой, эти силы могут вызвать интенсивные износы сочленений осей с молотками и опор вала. Поэтому определение ударных импульсов, передаваемых на оси подвеса молотков, и условий разгрузки осей от этих им-

пульсов является одной из важнейших задач расчета молотковых измельчающих аппаратов.

Как известно из механики [10], ударный импульс S_n , передаваемый на ось подвеса молотка (рис. 90, а), рассматриваемого как физический маятник,

$$S_n = \left(\frac{J}{c l_y} - m \right) (v_2 - v_1), \quad (170)$$

где J и m — соответственно, момент инерции молотка относительно оси подвеса и его масса;

c и l_y — расстояние от оси подвеса до центра m массы молотка и центра удара y (точнее, точки приложения равнодействующей реакции импульса удара \dot{S}_y);

v_1 и v_2 — окружные скорости перемещения центра массы молотка (относительно оси подвеса) до и после удара.

Вынося за скобки из правой части уравнения (170) величину m и имея в виду, что [10]

$$\frac{J}{m c} = l_k, \quad (171)$$

получим

$$S_n = \left(\frac{l_k}{l_y} - 1 \right) m (v_2 - v_1), \quad (172)$$

где l_k — приведенная длина* молотка, рассматриваемого в данном случае как физический маятник.

Из уравнения (172) следует известное положение о том, что S_n будет равно нулю, когда

$$l_k = l_y, \quad (173)$$

т. е. ударные импульсы от молотков не передаются на их оси подвеса в случае, когда центр удара y совпадает с центром качения* k . При этом и удар получается более эффективным, соответственно лучше используется кинетическая энергия молотка на измельчение.

* Как известно из механики, приведенной длиной физического маятника называют длину математического маятника, имеющего равный с физическим период собственных колебаний. Центр массы, такого математического маятника называют центром качения физического маятника.

Общепринятой методикой расчета [11; 35; 88; 2] считается, что центр удара расположен в центре внешней торцевой грани молотка — в точке y (рис. 90, а). Однако в связи с наличием некоторой высоты h слоя порции материала, захватываемого молотком, центр удара в действительности располагается на некотором расстоянии l_T от внешнего торца молотка (рис. 90, б); там же должен располагаться и центр качания k . Допущение, что $l_T=0$, может привести к существенным погрешностям.

Как следует из рис. 90, в, приведенная длина молотка

$$l_k = c + 0,5 a - l_T. \quad (174)$$

Из зависимости (171) и известных [10] формул для определения моментов инерции призм и цилиндров эта же длина l_k для пластинчатого прямоугольного молотка толщиной δ , изготовленного из материала плотностью ρ_m , с двумя отверстиями диаметром d , равна

$$l_k = \frac{J}{m c} = \frac{\delta \rho_m \left[\frac{a^3 b + a b^3}{12} + a b c^2 - 2 \frac{\pi d^4}{32} - \frac{\pi d^2}{4} (2c)^2 \right]}{\delta \rho_m \left(a b - 2 \frac{\pi d^2}{4} \right) c},$$

или, после простейших преобразований

$$l_k = \frac{\frac{a^3 b + a b^3}{12} + a b c^2 - \frac{\pi d^2}{4} \left(\frac{d^2}{4} + 4 c^2 \right)}{\left(a b - \frac{\pi d^2}{2} \right) c}, \quad (175)$$

где a , b и δ — соответственно, длина, ширина и толщина молотка.

Из совместного решения уравнений (174) и (175) найдем, что расстояние c от оси подвеса O_1 до центра ЦА молотка

$$c = 0,5 A + \sqrt{0,25 A^2 + B}, \quad (176)$$

где

$$A = (0,5 a - l_m) \left(2 \frac{ab}{\pi d^2} - 1 \right); \quad (177)$$

$$B = \frac{ab(a^2 + b^2)}{\sigma \pi d^2} - \frac{d^2}{8}. \quad (178)$$

Проведя аналогичные выводы для прямоугольного пластинчатого молотка с одним отверстием, получим

$$c = \frac{a^2 + b^2}{\sigma(a - l_T)}. \quad (179)$$

При $l_T = 0$ зависимости (176) и (179) преобразуются в рекомендуемые известной методикой расчета молотков [11; 35; 68], поэтому полученные нами зависимости можно считать уточненными и более общими.

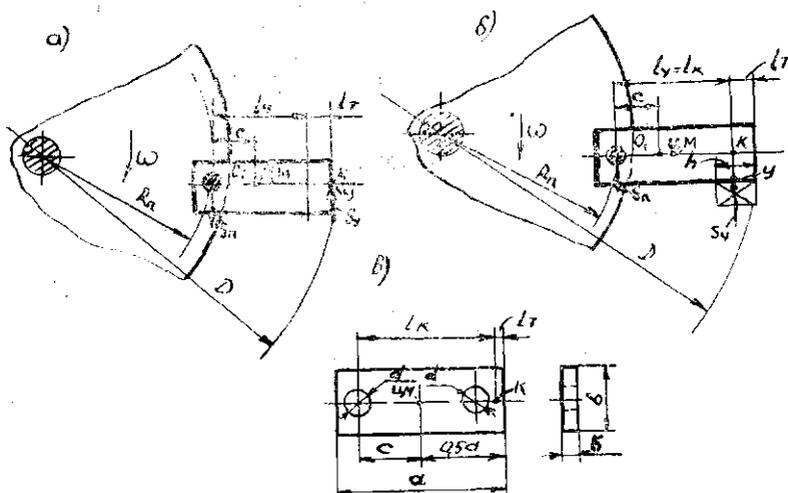


Рис. 90. Схема расположения действительного центра удара у в случае, когда центр качания к располагается у внешнего торца молотка (а) и на некотором расстоянии l_T от торца; (б) — молоток с двумя отверстиями.

Решая совместно уравнения (174) и (176), получим для молотка с двумя отверстиями

$$\frac{l_k}{a} = (0,5 - k_1) \left(1,5 - 0,318 \frac{k_2}{k_3}\right) + \sqrt{0,25 \left[(0,5 - k_1) \left(0,637 \frac{k_2}{k_3} - 1\right) \right] + 0,053 k_2 \frac{1 + k_2^2}{k_3^2} - 0,125 k_3^2}, \quad (180)$$

а из уравнений (174) и (179) для молотка с одним отверстием

$$\frac{l_k}{a} = 0,5 k_1 + 0,166 \frac{1 + k_2^2}{1 - k_1}, \quad (181)$$

где

$$k_1 = \frac{l_r}{a}; \quad k_2 = \frac{b}{a}; \quad k_3 = \frac{d}{a}.$$

Высоту h порции слоя материала, захватываемого молотком, можно вычислить по заданной производительности дробилки. Однако, в связи с тем, что производительность в процессе эксплуатации дробилки изменяется в широких пределах, размер h лучше определить по длине изношенной зоны передней грани молотка. Эта длина соответствует усредненному значению h за весь период работы грани молотка. У существующих конструкций размер h достигает 40...60 мм. Если считать, что центр удара расположен по середине высоты слоя, то $l_r = 0,5h$, а отношение $k_1 = \frac{l_r}{a} = 0,05...0,2$.

Отношение $k_2 = \frac{b}{a}$ принимают [35] в пределах 0,3...0,5. Диаметр d отверстий молотков принимают равным 18...20 мм. Чтобы размер d получился в указанных пределах, значение $k_3 = \frac{d}{a}$ следует выбрать по табл. 24, в зависимости от размера D и принятого отношения $\frac{R_n}{l_k}$.

Табл. 24. Значения величины $k_3 = \frac{d}{a}$

D, мм	Значения k_3 при	
	$\frac{R_n}{l_k} = 2,25$	$\frac{R_n}{l_k} = 4$
1000	0,09	0,14
500	0,18	0,28
300	0,3	—

Как следует из рис. 90, б, внешний диаметр молоткового барабана

$$D = 2 (R_n + l_k + l_m) ,$$

или

$$D = 2 l_k \left(\frac{R_n}{l_k} + 1 + \frac{l_m}{l_k} \right) ,$$

откуда при известном диаметре барабана и принятом соотношении $\frac{R_n}{l_k}$ искомая приведенная длина молотка

$$l_k = \frac{D}{2 \left(1 + \frac{R_n}{l_k} + \frac{l_m}{l_k} \right)} , \quad (182)$$

где

$$\frac{l_m}{l_k} = \frac{l_m}{l_a} : \frac{l_k}{l_a} = k_i : \frac{l_k}{l_a} . \quad (183)$$

Приняв значения k_1, k_2, k_3, D по зависимости (180 или 181), (182), (183), (176 или 179), можно последовательно рассчитать значения отношений $\frac{l_k}{a}, \frac{l_r}{a}$, а затем искомые размеры молотка l_k, a, b, d, c .

Для примера и табл. 25 и 26 приведены результаты расчетов относительных размеров элементов прямоугольных пластинчатых молотков с одним и двумя отверстиями $d =$

=20 мм. Из анализа данных, приведенных в этих таблицах, следует:

1) рекомендуемое известной методикой расчета молотков [35; 2] соотношение $l_k = 0,154D$ применимо только для условий, когда $\frac{Rn}{l_k} = 2,25$ и $l_T = 0$ не применимо, когда l_T существенно отличается от нуля; не применимо и для всех значений l_T при условии $\frac{Rn}{l_k} = 4$;

2) увеличение отношения $\frac{l_T}{a}$ с 0 до 0,2 вызывает существенное изменение величины $\frac{c}{a}$, определяющей расположение отверстий молотка.

Если расчеты размеров молотка проводить с допущением, что центр качания должен располагаться на внешнем торце молотка (как это считается общепринятой методикой), то, так как в действительности $h \neq 0$, расстояние от оси подвеса до центра удара (см рис. 90)

$$l_y = l_k - l_m .$$

Подставив это значение l_y в уравнение (172), получим, что импульс S_n , передаваемый на ось подвеса молотка,

$$S_n = \left(\frac{l_k}{l_k - l_m} - 1 \right) m (v_2 - v_1) = k_y m (v_2 - v_1) , \quad (184)$$

где $k_y = \frac{l_k}{l_k - l_m} - 1 = \frac{1}{1 - l_m/l_k} - 1$ — коэффициент передачи

импульса удара на ось, показывающий, какая доля импульса $m(v_2/v_1)$ молотка передается на его ось подвеса, следовательно, и на опоры вала молоткового барабана. Как следует из графика (рис. 91, коэффициент передачи импульса k_y

резко возрастает с увеличением отношения $\frac{l_T}{l_k}$. Величиной

l_T , в какой-то мере можно пренебречь при расчете молотков дробилок, измельчающих мелкозерновые корма. Пренебрежение размером l_T при расчете дробилок, предназначенных для измельчения стебельных (особенно грубостебельных) кормов, початков кукурузы и других крупнокуско-

Табл. 25. Относительные размеры элементов пластинчатых
прямоугольных молотков с одним отверстием

b a	$\frac{l_{TK}}{a}$	c a	$\frac{l_K}{a}$	$\frac{l_{TK}}{l_K}$	При $Rn=2,25 l_K$			При $Rn=4 l_K$		
					a	$\frac{l_K}{D}$	$\frac{Rn}{D}$	a	$\frac{l_K}{D}$	$\frac{Rn}{D}$
					D	D	D	D	D	D
0,4	0,00	0,193	0,693	0,000	0,222	0,154	0,346	0,144	0,100	0,400
	0,05	0,204	0,654	0,077	0,230	0,150	0,338	0,153	0,098	0,394
	0,10	0,215	0,615	0,162	0,238	0,147	0,330	0,158	0,097	0,387
	0,15	0,227	0,577	0,259	0,247	0,142	0,321	0,164	0,095	0,380
	0,20	0,242	0,542	0,369	0,254	0,138	0,311	0,178	0,093	0,373
0,45	0,00	0,204	0,704	0,000	0,218	0,154	0,346	0,142	0,100	0,400
	0,05	0,215	0,665	0,075	0,226	0,150	0,338	0,148	0,099	0,394
	0,10	0,226	0,626	0,159	0,234	0,146	0,329	0,155	0,097	0,388
	0,15	0,240	0,590	0,254	0,242	0,143	0,321	0,161	0,095	0,380
	0,20	0,255	0,555	0,360	0,250	0,139	0,312	0,168	0,093	0,373
0,5	0,00	0,208	0,708	0,000	0,217	0,154	0,346	0,141	0,100	0,400
	0,05	0,219	0,669	0,075	0,225	0,151	0,338	0,147	0,098	0,394
	0,10	0,231	0,631	0,158	0,232	0,146	0,329	0,154	0,097	0,387
	0,15	0,245	0,595	0,252	0,240	0,143	0,321	0,160	0,095	0,380
	0,20	0,260	0,560	0,357	0,248	0,139	0,312	0,167	0,093	0,373

Табл. 26. Относительные размеры элементов пластинчатых
прямоугольных молотков с двумя отверстиями $d=20$ мм

D, мм	b a	$\frac{l_T}{a}$	c a	$\frac{l_K}{a}$	$\frac{l_T}{l_K}$	При $Rn=2,25 l_K$			При $Rn=4 l_K$		
						a	$\frac{l_K}{D}$	$\frac{Rn}{D}$	a	$\frac{l_K}{D}$	$\frac{Rn}{D}$
						D	D	D	D	D	D
500	0,40	0,00	0,208	0,708	0,000	0,217	0,154	0,346	0,141	0,100	0,400
		0,05	0,230	0,680	0,074	0,221	0,150	0,338	0,145	0,099	0,396
		0,10	0,253	0,653	0,153	0,225	0,147	0,330	0,148	0,097	0,388
		0,15	0,292	0,632	0,237	0,226	0,143	0,321	0,151	0,095	0,380
		0,20	0,319	0,619	0,323	0,226	0,140	0,315	0,151	0,093	0,372
0,45	0,00	0,219	0,719	0,000	0,214	0,154	0,346	0,139	0,100	0,400	
		0,05	0,241	0,691	0,072	0,218	0,151	0,339	0,143	0,099	0,396
		0,10	0,266	0,666	0,150	0,221	0,147	0,331	0,146	0,097	0,388
		0,15	0,298	0,648	0,231	0,222	0,144	0,324	0,148	0,096	0,384
		0,20	0,336	0,636	0,314	0,222	0,141	0,318	0,148	0,094	0,376
0,50	0,00	0,221	0,721	0,000	0,213	0,154	0,346	0,139	0,100	0,400	
		0,05	0,243	0,693	0,072	0,217	0,150	0,338	0,143	0,099	0,396
		0,10	0,269	0,669	0,149	0,220	0,147	0,331	0,145	0,097	0,388
		0,15	0,302	0,652	0,230	0,234	0,153	0,343	0,146	0,095	0,380
		0,20	0,342	0,643	0,311	0,239	0,154	0,346	0,146	0,094	0,376
1000	0,40	0,00	0,196	0,696	0,000	0,221	0,154	0,346	0,144	0,100	0,400
		0,05	0,217	0,667	0,075	0,225	0,150	0,338	0,148	0,099	0,396
		0,10	0,244	0,644	0,155	0,227	0,146	0,329	0,151	0,097	0,388
		0,15	0,277	0,627	0,239	0,228	0,143	0,323	0,152	0,095	0,380
		0,20	0,321	0,621	0,322	0,228	0,142	0,319	0,151	0,094	0,376
300	0,50	0,00	0,244	0,744	0,000	0,207	0,154	0,346	0,134	0,100	0,400
		0,05	0,263	0,713	0,070	0,211	0,150	0,338	0,138	0,098	0,392
		0,10	0,284	0,684	0,146	0,215	0,147	0,331	0,142	0,097	0,388
		0,15	0,309	0,659	0,228	0,218	0,144	0,323	0,145	0,096	0,384
		0,20	0,337	0,637	0,314	0,220	0,140	0,315	0,148	0,094	0,376

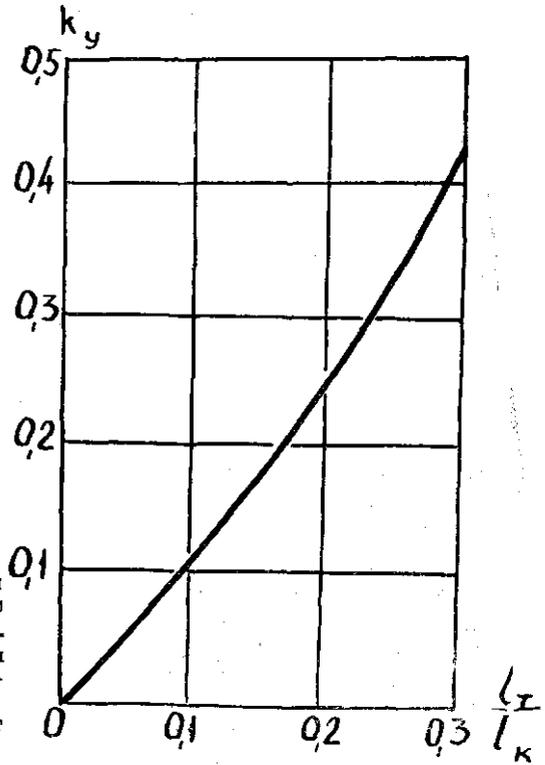


Рис. 91. График изменения коэффициента k_y передачи импульса удара на ось подвеса молотка в зависимости от относительного расстояния $\frac{l_T}{l_K}$ центра удара от торца молотка.

вых материалов, может привести к передаче больших ударных нагрузок на оси молотков и на подшипники барабанов.

Использование приведенных выше зависимостей позволит определять такие размеры молотков, при которых указанные нагрузки могут быть существенно снижены при условии постоянного сохранения прямоугольной формы молотков. Таблицы 24 и 25 могут облегчить расчеты этих размеров.

В процессе работы дробилок центр удара u не сохраняет свое положение постоянным, в соответствии с чем и размер l_y изменяется; изменяется из-за износов и приведенная длина l_K молотков. Поэтому сохранить условие $l_y = l_K$, обеспечивающее полную разгрузку осей подвеса молотков от ударов, на весь период работы грани молотка невозможно. Эту задачу можно решить лишь при усредненных по времени за период эксплуатации грани молотка значениям параметров l_K и l_y .

2.8.5. Расчет на крутильные колебания вала ротора дискового ножевого аппарата

Периодически изменяющиеся моменты сил сопротивления измельчению корма, действующие на ротор измельчителя, возбуждают крутильные колебания его и соответствующие им динамические нагрузки на вал ротора. Известно [61; 19], что амплитуда динамических нагрузок M_{a1} , возникающих при вынужденных колебаниях, выражается уравнением резонансной кривой

$$M_{a1} = \frac{M_{a2}}{1 - \left(\frac{\omega}{p}\right)^2}, \quad (185)$$

где M_{a2} и ω — амплитуда и круговая частота переменной составляющей нагрузки;

p — круговая частота свободных колебаний.

В случае совпадения частоты изменения момента, возбуждающего колебания, с частотой свободных колебаний вала в совокупности с системой насаженных на нем деталей, т. е. при $\omega = p$, наступает резонанс (M_{a1} стремится к бесконечности), сопровождающийся, как правило, поломкой вала. Из-за наличия постоянных и непериодически изменяющихся нагрузок в реальных условиях амплитуда возрастает небесконечно, но может достигать опасных для целостности конструкции границ. Необходимость устранения возможности возникновения резонанса требует выполнения расчета частот собственных (свободных) колебаний вала и при необходимости, соответствующих изменений конструкции ротора или частоты вращения вала. При наличии на валу небольшого числа вращающихся с ним деталей (шківов, дисков и пр.) расчет частоты свободных колебаний сравнительно не сложен и может выполняться непосредственно по известным [82] формулам. Расчет на крутильные колебания валов с большим числом (более 4-х) насаженных на нем деталей обычными способами сложен и требует больших затрат времени для выполнения вычислений. Ниже приводится методика, позволяющая существенно облегчить выполнение таких расчетов, сократить затраты времени на них.

Для определения частоты свободных колебаний вала с большим числом насаженных на него деталей весьма эффективен известный [6] метод динамических жесткостей. В соответствии с этим методом систему со многими массами

рассматривают как состоящую из двух частей, расположенных слева и справа от некоторого среднего, например, у точки 0, (см. рис. 92) сечения. При частотах, равных частотам свободных колебаний, динамические жесткости левой $k_{ол}$ и правой $k_{оп}$ частей вала равны по модулю и противоположны по знаку [6]:

$$k_{ол} = -k_{оп}. \quad (186)$$

Динамические жесткости на концах вала равны нулю. При переходе через участок вала с насаженной на нем деталью, имеющей момент инерции массы J_{mi} относительно оси вращения, динамическая жесткость равна

$$k_i = J_{mi} p^2. \quad (187)$$

При переходе через последующий участок вала длиной l_j с полярным моментом инерции сечения J_{pj} и с жесткостью участка вала

$$c_j = \frac{G J_{pj}}{l_j}, \quad (188)$$

динамическая жесткость

$$k_j = \frac{k_j c_j}{k_j + c_j}. \quad (189)$$

В приведенных зависимостях $G = (7,6 \dots 8,1) 10^6 \text{ Н/см}^2$ — модуль упругости второго рода материала (стали) вала.

Динамические жесткости $k_{ол}$ и $k_{оп}$ зависят от частоты свободных колебаний, p системы; значения p определяются как корни характеристического уравнения (186). Для валов с большим числом насаженных на них деталей уравнения (186) в развернутом виде содержат p с высокими степенями, поэтому известной методикой [6] рекомендуется решать это уравнение графически: предварительно задавшись рядом последовательных значений p , вычислить для этих значений $k_{ол}$ и $k_{оп}$, построить графики функций $k_{ол}(p)$, $k_{оп}(p)$; искомые значения частот свободных колебаний определить как абсциссы точек этих графиков, имеющие равные по модулю и противоположные по знаку ординаты. Такая методика расчета требует многочисленных вычислений и даже при использовании программированных электронных калькуляторов требует больших расходов времени. Поэтому

использование ЭВМ для расчетов p весьма эффективно. Методика их выполнения приведена ниже на примере расчета вала фуражера ФН-1,2, на котором насажены шкив и 13 дисков с режущими сегментами.

И с х о д н ы е д а н н ы е для расчета приведены на эскизе и расчетной схеме барабана фуражера (см. рис. 92). Цапфы вала имеют участки с различными размерами диаметров, поэтому их расчет выполнен по приведенным диаметру и длине. При составлении расчетной схемы приведенный диаметр цапфы принят $d=35$ мм, т. е. таким, как диаметр D_1 отверстия ступицы шкива и отверстия подшипников. Приведенная длина участка цапфы с $D_1=40$ мм и действительной длиной $l_D=52$ мм:

$$l_{D1} = l_D \left(\frac{d}{D_1} \right)^4 = 52 \cdot \left(\frac{35}{40} \right)^4 = 31 \text{ мм.}$$

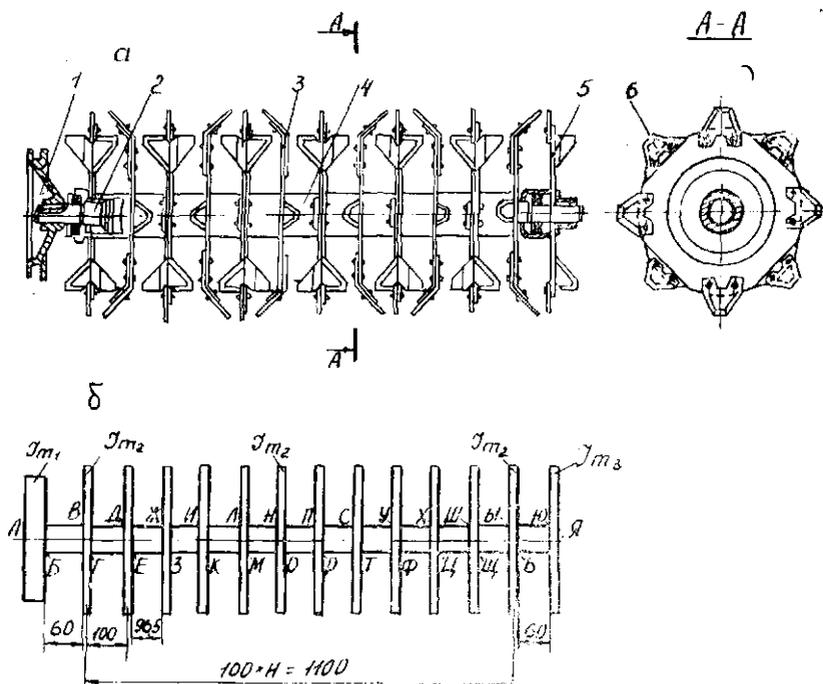


Рис. 92. Эскиз (а) и расчетная схема (б) барабана фуражера ФН-1,2: 1 — шкив; 2 — цапфа; 3 — диск; 4 — трубчатая часть вала; 5 — крайний диск; 6 — сегмент.

В местах посадки на цапфах ступицы, подшипников считается [6], что вал закручивается с каждой стороны на длине $0,25d$; в рассматриваемом случае на длине

$$3 \cdot 0,25d = 0,75 \cdot 35 \approx 27 \text{ мм.}$$

Общая приведенная длина цапфы $l_1 = 31 + 27 = 58 \text{ мм}$ округлена в расчете до $l_1 = 6 \text{ см}$.

Жесткость цапф вала (см. рис. 92, а)

$$c_1 = c_3 = \frac{G \pi d^4}{32 L_1} = \frac{8 \cdot 10^6 \cdot 3,14 \cdot 3,5^4}{32 \cdot 6} = 19,64 \cdot 10^6 \text{ Н} \cdot \text{см} = \\ = 0,1964 \cdot 10^6 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Жесткость трубчатых участков вала

$$c_2 = \frac{G \pi (D_2^4 - d_1^4)}{32 L} = \frac{8 \cdot 10^6 \cdot 3,14 \cdot (10,2^4 - 9,2^4)}{32 \cdot 9,65} = \\ = 298,2 \cdot 10^6 \text{ Н} \cdot \text{см} = 2,982 \cdot 10^6 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Момент инерции массы вала с двумя цапфами с некоторым допущением принят равномерно распределенным между всеми дисками и шкивом. Момент инерции шкива вместе с моментом инерции части цапфы и вала $J_{m_1} = 0,11 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$, крайнего (отсекающего) диска с сегментом $J_{m_3} = 0,1262 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$, каждого из остальных дисков $J_{m_2} = 0,1254 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$. Общий момент инерции всего барабана фуражпра со шкивом относительно оси вращения

$$J_6 = 0,11 + 12 \cdot 0,1254 + 0,1262 = 1,741 \text{ кг} \cdot \text{м}^2,$$

что соответствует экспериментально найденному значению момента инерции массы J всей этой системы.

Нормальная угловая скорость вращения барабана фуражпра [79] $\omega_1 = 131 \text{ с}^{-1}$. Число рядов сегментов на барабане $z = 8$. Частота периодически изменяющегося момента, возбуждающего колебания

$$\omega = z \omega_1 = 8 \cdot 131 = 1048 \text{ с}^{-1}.$$

Р а с ч е т. Для определения частот p свободных колебаний вала использовано характеристическое уравнение (186). Формулы для расчета рассматриваемой системы у различных сечениях вала приведены в табл. 27.

Табл. 27. Формулы для расчета динамической жесткости вала в различных его точках

Для сечений вала, расположенных от точки O			
слево		справо	
$k_A = 0$	$k_B = -Jm_4 \rho^2$	$k_A = 0$	$k_{10} = -Jm_3 \rho^2$
$k_B = \frac{k_6 C_1}{k_5 + C_1}$	$k_C = k_B - Jm_2 \rho^2$	$k_9 = \frac{k_{10} C_3}{k_{10} + C_3}$	$k_D = k_9 - Jm_2 \rho^2$
$k_D = \frac{k_7 C_2}{k_7 + C_2}$	$k_E = k_D - Jm_2 \rho^2$	$k_{11} = \frac{k_{11} C_2}{k_{11} + C_2}$	$k_{12} = k_{11} - Jm_2 \rho^2$
$k_{13} = \frac{k_8 C_2}{k_8 + C_2}$	$k_3 = k_{13} - Jm_2 \rho^2$	$k_{14} = \frac{k_{14} C_2}{k_{14} + C_2}$	$k_X = k_{14} - Jm_2 \rho^2$
$k_U = \frac{k_9 C_2}{k_9 + C_2}$	$k_K = k_U - Jm_2 \rho^2$	$k_\Phi = \frac{k_x C_2}{k_x + C_2}$	$k_Y = k_\Phi - Jm_2 \rho^2$
$k_N = \frac{k_x C_2}{k_x + C_2}$	$k_M = k_N - Jm_2 \rho^2$	$k_{15} = \frac{k_y C_2}{k_y + C_2}$	$k_C = k_{15} - Jm_2 \rho^2$
$k_H = \frac{k_m C_2}{k_m + C_2}$	$k_{0n} = k_H - Jm_2 \rho^2$	$k_P = \frac{k_0 C_2}{k_0 + C_2}$	$k_n = k_P - Jm_2 \rho^2$
		$k_{0n} = \frac{k_0 C_2}{k_n + C_2}$	

Программа для расчета p с помощью ЭВМ по этим формулам, составленная на языке ФОРТРАН. Ею предусмотрен подсчет значений $k_{ол}$ и $k_{оп}$ для значений N от 10 до 6000 c^{-1} с интервалами в 0,1 c^{-1} .

Искомые значения частот свободных колебаний найдены с допускаемой погрешностью $\delta_{кк}=100$ ($k_{ол}-k_{оп}$): $k_{ол} \leq 1\%$. Результаты расчетов, проведенных на ЭВМ СМ-4-20, приведены в табл. 28. Здесь значения, соответствующие наименьшим значениям $\delta_{кк}$, обведены рамкой.

Значения отношений $\frac{\omega}{p}$ и соответствующих им значений коэффициентов динамичности нагрузки $k_{дк}$, обуславливаемой колебаниями и определяемых из формулы (185) по зависимости

$$k_{дк} = \frac{M_{a1}}{M_{a2}} = \frac{1}{1 - \left(\frac{\omega}{p}\right)^2}, \quad (190)$$

приведены в табл. 29. Вал фуражира с посаженными на нем шкивом и 13 дисками имеет $1+13-1=13$ частот свободных колебаний, но определение частот $p > 6000$ c^{-1} не представляет практического интереса*, так как в рассматриваемом примере эти частоты вызывают ничтожно малые динамические нагрузки.

З а к л ю ч е н и е п о р а с ч е т у. Так как частоты свободных колебаний не равны частоте периодических изменений момента нагрузки, то резонансных колебаний вала фуражира не будет. Однако, как следует из табл. 29, значение наибольшего коэффициента динамичности по модулю ($k_{дк}=1,67$) довольно высокое и его необходимо учитывать при расчете на прочность отдельных элементов вала.

В процессе выполнения эскизного проекта машин можно ограничиться ориентировочным расчетом валов на крутильные колебания, используя для этого электронный кулькулятор (предпочтительно программируемый). Для выполнения ориентировочного расчета в формулу

* Как установлено расчетами, в интервале от 10 до 2000 c^{-1} , кроме указанных в табл. 28, имеются $p=7750,7; 9015,0; 9670$ c^{-1} .

Табл. 28. Результаты расчетов на ЭВМ частот p свободных колебаний вала фуражера и соответствующих им значений динамических жесткостей $k_{ол}$ и $k_{оп}$

p, c^{-1}	$k_{ол}, кг \cdot м^2 \cdot c^{-2}$	$k_{оп}, кг \cdot м^2 \cdot c^{-2}$
1653	—5219756·00000	5236763·50000
3800	— 5947297·00000	5969743·00000
3801	—5966568·50000	5950464·50000
3802	—5985956·00000	5931323·00000
5965	—5936144·50000	5992392·00000
5966	—5948158·50000	5980201·50000
5967	—5960217·00000	5968063·00000
5968	—5972317·50000	5955981·00000
5969	—5984463·50000	5943951·00000

Табл. 29. Частоты свободных колебаний p , отношение частот $\frac{\omega}{p}$ и коэффициенты динамичности нагрузки $k_{дк}$ вала фуражера ФН-1,2 при частоте возмущающей нагрузки $\omega = 1048 c^{-1}$

p, c^{-1}	1653	3801	5967
$\frac{p}{\omega}$	0,634	0,276	0,176
$k_{дк}$	1,67	1,08	1,03

коэффициентов динамической жесткости (см. табл. 27) вместо p следует подставить частоту возмущающей нагрузки ω , а также ее предельные значения ω ($1 \pm 0,01 \delta_{\omega}$) с учетом допускаемой степени неравномерности $\delta_{\omega}, \%$ вращения валов. Несоблюдение при этом условия (185) укажет на невероятность резонансных колебаний. Затем по разработанным рабочим чертежам деталей ротора следует, используя ЭВМ, провести уточненный расчет. Для проведения приведенного выше расчета значений p потребовалось 10 минут времени работы ЭВМ. Использование предложенных методик и программы расчета на крутильные колебания валов с насаженными на них большим количеством деталей существенно облегчает проведение расчетов и сокращает время, потребное на их выполнение.

2.9. ИЗНОСОСТОЙКОСТЬ РАБОЧИХ ОРГАНОВ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ И ПРИЕМЫ ЕЕ ПОВЫШЕНИЯ

Высокое качество работы, производительность и энергоемкость измельчителей может стабильно сохраняться при условии износостойкости и долговечности всех его деталей. Из всех деталей измельчителей наименьшей износостойкостью обладают их молотки, контрмолотки, ножи, противорезы. В зависимости от материала, термообработки, условий эксплуатации молотки служат всего от 70 до 280 часов [35]. Примерно таков же срок службы контрмолотков. Затупление же лезвий ножей режущих аппаратов происходит настолько интенсивно, что в ТО-1, проводимого через 60 часов, включаются обязательные операции по проверке и заточке лезвий ножей.

При износах молотков и контрмолотков изменяются их геометрические и динамические параметры [86, 90]. Эти изменения деталей молотковых аппаратов, так же как и затупление лезвий и противорезов ножевых аппаратов, сопровождаются ухудшением качества измельчения, снижением, как правило, производительности и повышением энергоемкости. Поэтому для повышения показателей работы измельчителей и стабильности сохранения их весьма важным является повышение износостойкости, долговечности и ремонтпригодности рабочих деталей их измельчающих аппаратов. Отмеченно позволяет в качестве основных задач этого раздела считать изучение показателей интенсивности износа, изменений геометрических и динамических параметров в процессе износа рабочих деталей измельчающих аппаратов, влияние этих изменений на показатели работы измельчителей, основных приемов повышения износостойкости и долговечности деталей и способов восстановления их первоначальной работоспособности.

2.9.1. Показатели интенсивности износа и износостойкости молотков кормодробилок

Интенсивность износа молотков обычно оценивают по величине снижения массы молотков из-за износа, отнесенной к продолжительности времени работы [72],

$$i_{и1} = \frac{G_1 - G_2}{t}, \quad (191)$$

или к единице массы измельченного материала

$$i_{и2} = \frac{G_1 - G_2}{G_M}, \quad (192)$$

где G_1 и G_2 — масса (г) молотка, соответственно, в начале и конце опыта;

t — продолжительность (ч) опыта;

G_M — масса (г) измельченного за время опыта материала, отнесенная к одному молотку.

Первый из показателей $i_{ц1}$ нельзя использовать для сопоставления интенсивности износов молотков дробилок с неодинаковыми производительностями Q (т/ч). В этом отношении показатель $i_{ц2}$ лучше; однако и он, как и первый, не применим для дробилок, измельчающих корма с неодинаковой степенью измельчения λ и с неодинаковыми физико-механическими свойствами. Поэтому судить об интенсивности износов молотков по показателям $i_{ц1}$ и $i_{ц2}$ нельзя, также, как нельзя судить об износостойкости молотков только по продолжительности времени t износа, или по величине измельченной ими массы (G_M) до достижения предельно допустимой величины износа молотков. Непригодны эти показатели и для оценки эффективности применения приема или совокупности приемов повышения износостойкости молотков. Необходимость разработки улучшенных показателей очевидна.

В связи с тем, что энергия, затрачиваемая на износ, является некоторой частью общей энергии, затрачиваемой на измельчение материала (корма), мы считаем, что показатель интенсивности износа молотков целесообразно определять как отношение уменьшения массы молотка из-за износа ($G_1 - G_2$) к работе Аизм (Дж), затрачиваемой на измельчение материала с определенными (заданными) физико-механическими свойствами:

$$i = \frac{G_1 - G_2}{\xi_M A_{изм}}, \quad (193)$$

где ξ_M — коэффициент изнашивающего действия измельчаемого материала.

Коэффициент ξ_M введен в формулу (193) для учета различия абразивного и коррозионного воздействия на молотки измельчаемых материалов, обуславливающего неодинаковую интенсивность их износа. Коэффициент изнашивающего дей-

ствия представляет собой отношение массы эталонного материала $G_{мэ}$ к массе измельчаемого $G_{ми}$, вызывающей такой же износ молотка данной конструкции (формы, размеров, материалов, термообработки):

$$\xi_{м} = \frac{G_{мэ}}{G_{ми}} \quad (194)$$

По аналогии с соответствующим коэффициентом $\xi_{и}$ для лезвий пожей измельчителей [60], коэффициент $\xi_{м}$ должен характеризовать способность измельчающего материала изнашивать молоток. Чем интенсивнее изнашиваются молотки при измельчении данного материала, тем выше коэффициент $\xi_{м}$. Ориентировочные значения $\xi_{и}$ для случая измельчения ножами различных кормов известны (см. табл. 16). Значения $\xi_{м}$ для молотков не известны и для определения их следует провести серию специальных опытов.

При испытании на износостойкость молотков вместо значения $A_{изм}$ (см. формулу 193) можно подставить расход энергии (работу) на измельчение ηA , определяемый как произведение общего коэффициента полезного действия η дробильной установки на расход энергии A , учитываемый электросчетчиком щитка дробилки, тогда:

$$i = \frac{G_1 - G_2}{\xi_{м} \eta A} \quad (195)$$

В соответствии с основным законом измельчения П. А. Ребиндера, как отмечалось выше, работу, затрачиваемую для измельчения грубых стебельных кормов, можно с достаточной степенью точности считать пропорциональной величине вновь образуемых поверхностей [35]:

$$A_{изм} = c G_{м} (\lambda - 1) = \eta A \quad (196)$$

где c — работа ($\frac{Дж}{кг}$), затрачиваемая на образование новых поверхностей при измельчении 1 кг массы со степенью измельчения $\lambda=2$;

$G_{м}$ — масса (кг) материала, измельченного одним молотком;

λ — степень измельчения.

При известных значениях G_1 , G_2 , G_M , c , λ , ξ_M показатель интенсивности износа может быть вычислен по формуле (см. формулы 193 и 196)

$$i_n = \xi_M \frac{G_1 - G_n}{c G_M (\lambda - 1)} \quad (197)$$

Усредненное значение удельного износа молотка за весь период работы до предельно допускаемого износа молотков

$$i_{nc} = \frac{G_n - G_n}{\xi_M A} \quad (198)$$

где G_n и G_n — масса (г) молотка соответственно нового и изношенного до допускаемого предела.

Показатель износостойкости k_n можно определить как величину, обратную среднему значению удельного износа (молотка) до допускаемого предела:

$$k_n = \frac{\xi_M A}{G_n - G_n} = \frac{\xi_M c G_M (\lambda - 1)}{G_n - G_n} \quad (199)$$

Если в процессе испытаний дробилки будет изменяться и производительность Q_{M_i} , и продолжительность времени работы t_i с разной производительностью, и степень измельчения λ_i , и физико-механические свойства измельчаемого материала, характеризующиеся в этом случае коэффициентами c_i и ξ_{M_i} , то показатель износостойкости молотков можно вычислить по формуле

$$k_i = \frac{\sum_{i=1}^n \xi_{M_i} c_i G_{M_i} t_i (\lambda_i - 1)}{G_n - G_n} \quad (200)$$

По приведенным зависимостям (194...200) могут быть определены значения i_n и k_n также для контрмолотков и дек дробилок.

Сведения о значениях i_n , k_n и ξ_M могут быть очень полезны и необходимы при проектировании дробилок, при выборе оптимальных конструкций, при выборе способов повышения долговечности молотков, для планирования расхода запасных частей (молотков, контрмолотков, дек). Поэтому

считаем необходимым введение этих показателей в ОСТ на испытание кормодробилок.

Значение показателей износа $i_{и}$, $i_{иc}$ и износостойкости $k_{и}$ могут быть определены по данным специальных длительных наблюдений за износами молотков и контрмолотков. Такие наблюдения до настоящего времени не проводились. Поэтому здесь приходится ограничиваться приведением результатов некоторых исследований по определению только показателей $i_{и1}$ и $i_{и2}$.

По данным О. Тимановского и В. Журавель [72] масса металла изношенной части молотка дробилки КДМ-2 при измельчении 110 т зерновой смеси составляет 0,020 г/т, а в период измельчения последующих граней 200...250 т — до 0,046 г/т. При своевременной перестановке всеми рабочими участками молотка можно измельчить 500...540 т зерновых смесей, а без такой перестановки молотки изнашиваются по всей ширине после измельчения всего 370...400 т смесей. Исследованиями [72; 43; 52] обнаружено, что интенсивность износа молотков, установленных на разных местах по длине барабана, не одинакова. Наиболее интенсивно изнашиваются молотки, расположенные на концах барабана, которые работают непосредственно возле боковых стенок молотковой камеры (рис. 93). Объясняется это тем, что измельчаемый материал тормозится боковыми стенками камеры, вследствие чего скорость крайних молотков относительно обрабатываемой массы в этих местах значительно больше, чем в остальных местах камеры [72]. Для снижения интенсивности износов кромок молотков диаметр крайних дисков барабана дробилки увеличили до 485 мм. При этом износ крайних молотков уменьшился с 3,5 до 2,9 г (рис. 93, а).

Молотки изнашиваются неравномерно [43] и в средней зоне дробильной камеры (рис. 93, б и 93, в). Не одинаковая интенсивность износа молотков, расположенных в этой зоне дробильной камеры (см. рис. 93, б), объясняется неравномерностью распределения измельчаемого материала по ширине камеры. Закономерность распределения различных кормов (зерна ячменя, сена, клевера) по ширине дробильной камеры подробно исследовала И. И. Ревенко [52]. Для достижения равномерного распределения массы им предложены специальные конструкции дробилок, измененное расположение молотков по ширине камеры, а для существенного снижения износа молотков, он считает, что их следует делать шестигранной формы.

Л. Л. Роговским, А. И. Соколовым, Г. И. Остапенко,

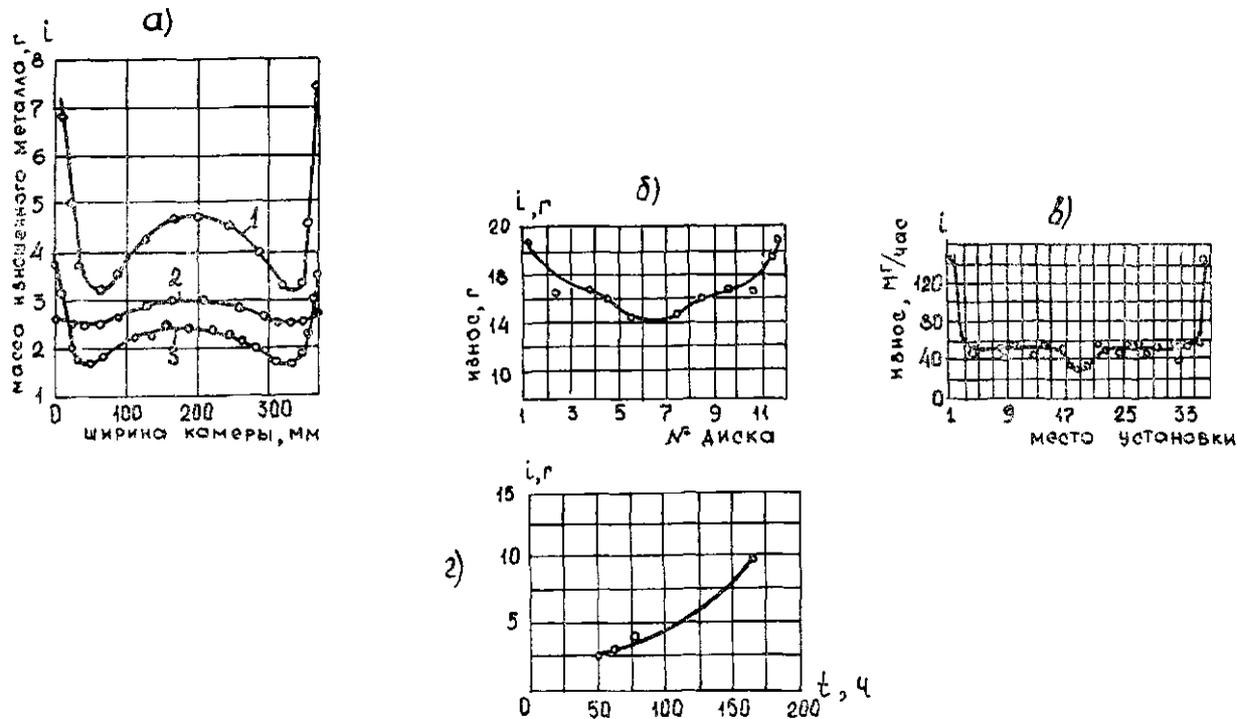


Рис. 93. Износ молотков дробилки: а — КДУ-2,0 (1 и 3 серийных; 2 — с крайними дисками барабана увеличенного диаметра); б — ДДМ-5; в — А-1 ДДР; г — изменение величины износа i молотков дробилки А-1ДДР в зависимости от продолжительности времени t работы.

Е. А. Добровольским [43] проведены исследования динамики износа молотков и влияние на износостойкость толщины молотков дробилок ДДМ-5 и А1-ДДР. Измерения износов молотков толщиной 3 мм, изготовленных из стали 30ХГСА с последующей закалкой и отпуском до твердости НРС 46...50, показали (рис. 93), что в течение первых 120...130 часов наблюдается почти линейное возрастание i , затем, вследствие закругления рабочего угла молотка и увеличения процесса скольжения (по сравнению с ударами по торцу) перерабатываемого продукта, интенсивность износов резко возрастает. С увеличением толщины молотков скорость изнашивания возрастает, но при этом отношение скорости изнашивания к толщине молотков*, называемая здесь удельной скоростью изнашивания, снижается с увеличением толщины молотков до 7 мм, а затем несколько повышается. Для повышения надежности работы дробилок рекомендуют [43] использовать молотки толщиной 6...7 мм. Здесь также отмечается возможность и эффективность изготовления таких молотков горячей штамповкой.

2.9.2. Изменение геометрических параметров в процессе их износа

Находясь под абразивным воздействием измельчаемого материала молотки дробилок изнашиваются так, что существенно изменяются их геометрические параметры — форма и размеры.

Тормозящее действие поверхности деки 5 (рис. 94) на измельчаемый материал возрастает по мере сокращения расстояния к ней частичек 6 материала. В связи с этим скорости относительно этих точек рабочих граней молотка 4 растут с увеличением радиус-векторов r его точек. Крупные частицы материала, оказывающие наибольшее сопротивление измельчению и движению молотка, располагаются у поверхности дека, а мелкие — над ними [70]. Отмеченными закономерностями изменений относительных скоростей и сил сопротивления можно объяснить саблевидную форму (рис. 94, в), обычно присущую рабочим граням, изношенных молотков.

* При равенстве размеров всех прочих элементов молотков масса их пропорциональна толщине, поэтому мы считаем, что понятие об удельной скорости изнашивания лучше определить (сформулировать) как отношение скорости изнашивания к массе молотка.

Форма, изношенных молотков оказывает существенное влияние на величины радиальных зазоров δ между рабочими поверхностями деки и молотков, следовательно, и на крупность и равномерность размеров частиц продукта измельчения; влияет она и на динамические показатели работы молоткового барабана. Поэтому исследование форм, изношенных молотков имеет немаловажное значение.

Анализ форм выбракованных из-за износа молотков дробилки агрегата приготовления витаминной муки АВМ-1,5*, показал, что форму контуров их изношенных граней можно описать уравнением участка логарифмической спирали —

$$r = \frac{l}{\cos \beta_0} e^a (\beta - \beta_0), \quad (201)$$

где r — радиус-вектор любой точки M , изношенной грани, отсчитываемый от центра O_1 подвеса молотка (см. рис. 94, а);

l — расстояние от O_1 до рабочего конца, измеряемое вдоль оси А—А, т. е. оси симметрии неизношенного молотка (рис. 1, б);

β_0 — угол между осью А—А и радиус-вектором r_{H_1} начальной точки M_1 контура изношенной грани;

β — угол между осью А—А и радиус-вектором любой точки M изношенной грани;

$e=2,718$ — основание натуральных логарифмов;

a — параметр уравнения.

Численные значения констант l , β , a уравнений (201) кривых I..IV (рис. 94, а) контуров, изношенных с различной степенью рабочих граней молотков, приведены ниже в таблице 30. Здесь же приведены относительные отклонения расчетных значений r от найденных r_d непосредственным измерением. При аварийных износах, вызываемых попавшими в дробильную камеру посторонними твердыми предметами, формы рабочих граней молотков получаются настолько сложными (см. например, рис. 94, в, кривая V) и разнообразными, что описать их одним уравнением затруднительно.

В процессе износа молотка его центр массы ЦМ перемещается в сторону, противоположную износам. Это переме-

* Молотки дробилок этих агрегатов очень быстро изнашиваются. Так, например, у агрегата кормодробилки АВМ-1,5 они полностью выходят из строя за 10...15 дней эксплуатации. Поэтому таковые и выбраны в качестве основного объекта исследования.

Табл. 30. Параметры уравнения (201) и отклонения δr расчетных r от действительных r_d значений радиус-векторов контуров изношенных граней молотков (при $l=104,2$ мм)

Номер кривой по рис. 54, б	Угол, градус			Износ i_0 , мм	ρ	Начальный радиус-вектор, $r_0 = \frac{l - i_0}{\cos \beta_0}$, мм	Предельное отклонение $\delta r = 100 \frac{r_d - r}{r_d}$, %
	начальной точки кривой, β_0	конечной точки логарифмической спирали, β_K	конечной точки контура изношенной грани, β_{max}				
I	5,48	17,57	36,6	0,0	-0,98	104,68	4,56...(-4,42)
II	0,00	45	45	0,0	-1,485	104,2	6,87...(-3,78)
III	-13,50	20	40	0,0	-0,704	107,16	5,4...(-7,94)
IV	-6,00	25	27,5	6,2	-1,03	98,76	5,88...(-2,12)

Примечание: Участок контура изношенной грани в области изменения угла от β_K до β_{max} можно с достаточной точностью ($\delta r = \pm 2\%$) аппроксимировать уравнением отрезка касательной, проведенной к точке β_K логарифмической кривой до пересечения с контуром неизношенной передней грани молотка.

шение вызывает отклонение молотка от начального радиально-равновесное состояние на угол $+\Theta_n$ по направлению вращения ротора: после поворота молотка на пальце для использования его новой грани это перемещение ЦМ вызывает поворот молотка на угол $-\Theta_n$ против направления его вращения. Вместе с тем, под действием сил сопротивления вращению молоток поворачивается на некоторый угол Θ_c . В результате суммарный угол Θ отклонения молотка —

$$\Theta = \Theta_c \pm \Theta_n . \quad (202)$$

Радиальный зазор δ между рабочими поверхностями деки и молотков

$$\delta = R_d - \rho + \delta_n + i_0 , \quad (203)$$

где R_d — радиус-вектор точки M_2 рабочей поверхности деки (рис. 1, а), измеряемый от оси O вращения барабана;

ρ — радиус-вектор точки M рабочей поверхности молотка;

δ_n — начальный радиальный зазор;

i_d — износ деки.

Из треугольника OO_1M (рис. 94, б), по теореме косинусов, радиус-вектор ρ точки M

$$\rho^* = \sqrt{R_n^2 + r^2 + 2 R_n r \cos (\Theta - \beta)}, \quad (204)$$

где R_n — радиус окружности, на которой располагаются центры O_1 ; обычно принимают [35] $R_n = 2,25 l_k$ (здесь l_k — приведенная длина молотка, рассматриваемого как физический маятник).

Изменения $\Delta\delta$ радиального зазора δ , вызываемые отклонением и износами i молотка:

$$\Delta\delta = \rho_0 - \rho, \quad (205)$$

где радиус-векторы ρ_0 точек M_1 рабочих граней нового молотка при $\Theta=0$, отсчитываемые от центра O_1^* ,

$$\rho_0 = \sqrt{R_n^2 + r_1^2 + 2 R_n r_1 \cos \beta}, \quad (206)$$

$r_1 = O_1M_1$ — радиус-векторы точек M_1 , отсчитываемые от

центра O_1 . При $|\beta| \leq \arctg \frac{0,5 b}{l_k} = \arctg \frac{25}{104,2} = 13,5^\circ$

величина $r = \frac{l}{\cos \beta}$; при $\beta = 13,5^\circ$ $r = \frac{0,5 b}{\sin \beta}$

Для предупреждения ударов молотков о деку необходимо сохранить условие

$$\rho_{\max} = R_n + r_{1\max} \leq R_d. \quad (207)$$

У дробилки агрегата АВМ-1,5 это условие будет сохранено в случае, когда при $\Theta=0$ минимальный зазор между торцом нового молотка и поверхностью деки не меньше 2,03 мм (рис. 94, б).

* Если радиус-векторы точек рабочих граней измерять от центра O_2 (рис. 94, б), как это выполнено в исследованиях П. В. Андреева [3], то выражения для определения ρ и ρ_0 усложнятся.

Как следует из графика зависимости $\Delta\delta$ от β величина $\Delta\delta$, следовательно, и суммарный размер радиального зазора δ у новых молотков минимальный при $\beta = \arcs \operatorname{tg} \frac{0,56}{1} = -\arcs \operatorname{tg} \frac{25}{104,2} = \pm 13,5^\circ$ (рис. 94, кривая 1); при $\theta \approx 0$ минимальное значение δ_{\min} при $\beta = -13,5^\circ$ и зазор плавно возрастает в области увеличения β до $13,5^\circ$ (рис. 94, кривая 2); у точек рабочей грани с $\beta > 13,5^\circ$ с увеличением β зазор δ резко возрастает. Увеличение угла θ и износы рабочих граней (рис. 94, кривая 3 для $i=0$ и $\theta=13,5^\circ$, кривая 4 для i допускаемое и $\theta=13,5^\circ$) вызывает резкое увеличение δ .

Влияние измерений зазора δ на показатели работы дробилок зависит от конструкции дробилки, от вида измельчаемого материала. Результаты опытов по определению этого влияния существенно зависят от условия проведения опытов, поэтому они не совпадают и подчас противоречивы по данным различных экспериментаторов.

По результатам исследований А. Г. Филипповой [78] изменения модуля помола M^* , производительности Q и удельной энергоемкости q дробилки КДУ-2,0 в зависимости от зазора между поверхностью деки и концом молотка при измельчении ячменя можно представить графиком (рис. 95). Увеличение минимального зазора с 2...2,5 мм до 5 мм вызывает повышение модуля помола с 1,16 до 2,05 мм, увеличение содержания в дерти крупных частиц, снижение однородности фрикционного состава. Одновременно с этим наблюдается повышение производительности и снижение энергоемкости. Для получения мелкого и среднего размола дерти повышать зазор более 6...7 мм нельзя.

По данным А. Лесниченко [29], дробилка КДУ-2,0 с неизношенными молотками и отверстиями $\varnothing 4$ мм решетки деки измельчая зерна пшеницы и ячменя влажностью 11,6% до модуля 1 мм, имеет производительность 1,5 т/ч. При предельно-допускаемом износе граней молотков модуль помола увеличивается до 1,6 мм, соответственно производительность возрастает до 2,4 т/ч.

Предельно допускаемый износ наблюдается через 140...150 ч работы дробилки на измельчении зерновых кормов.

По результатам исследований П. В. Андреева [3] износы рабочих граней молотков дробилок 50/63 (производства ГДР)

* Модель помола определяют как средневзвешенный диаметр частиц дерти.

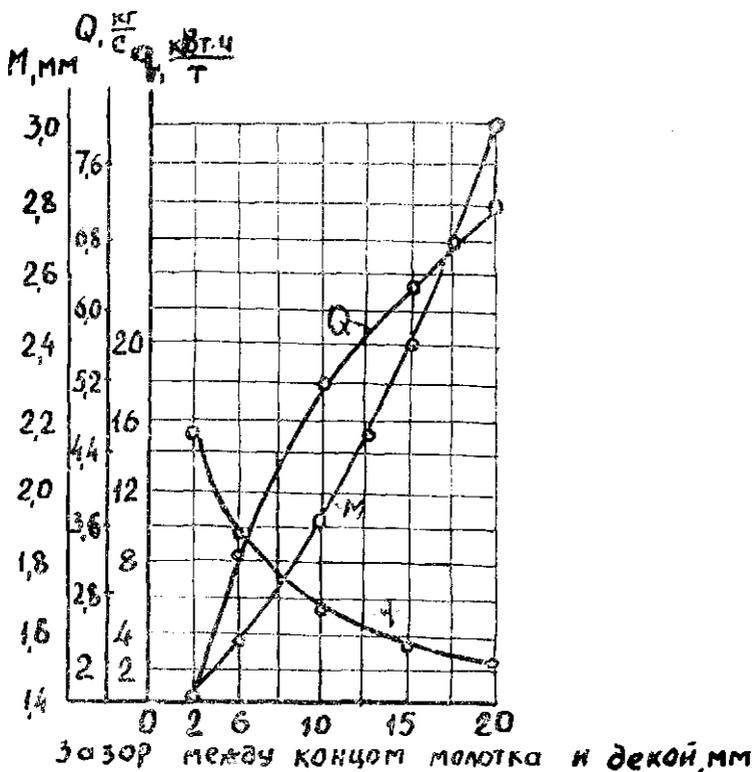


Рис. 95. Изменение модуля помола M , производительности Q и энергоемкости q дробилки в зависимости от зазора между декой и концом молотков.

вызывает снижение производительности и повышение удельного расхода энергии. Противоречивость этих результатов с ранее указанными можно объяснить тем, что опыты проводились в различных условиях (к сожалению, не указываемых экспериментаторами в своих публикациях). Изменение формы изношенной грани молотка в зависимости от массы измельченного зерна по результатам опытов П. В. Андреева приведены на рис. 96.

Отрицательное влияние увеличения зазора δ на показатели работы измельчителей листостебельных кормов не вызывает сомнений. К сожалению, экспериментальных данных об этом в просмотренных литературных источниках нам не удалось найти.

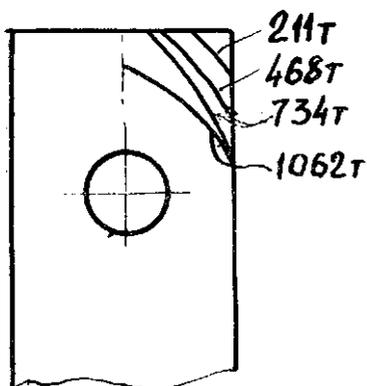


Рис. 96. Формы изношенной грани молотка дробилки 50/63 (ГДР) после дробления 211...1062 т зерна.

В соответствии с заводскими инструкциями [29] допускается, чтобы изношенная поверхность одной грани доходила до середины торца молотка (рис. 94, б, кривая II), а противоположная ей грань проходила не ближе 10 мм от отверстия (рис. 97, г). По достижении предельно допускаемых износов молотки поворачивают на своих пальцах для использования остальных неизношенных граней. В связи с тем, что при технических уходах и ремонтах перестановка проводилась с любой из возможных последовательностей (рис. 97, б...) и часть из них выбраковывалась не при всех изношенных гранях, в исследованной партии выбракованных из-за износов — были молотки всех форм, изображенных на указанном рисунке. Значительная их часть ($\approx 25\%$) была выбракована из-за чрезмерного износа всего лишь одной грани и торца (см. рис. 94, в, кривая III и V). Эти молотки были сняты с участков барабана, расположенных у боковин дробильной камеры. Интенсивный их износ объясняется неравномерной загрузкой молотков по ширине дробильной камеры [72] и дополнительным сопротивлением движению измельчаемого материала, создаваемого боковинами камеры [52]. Молотков с четырьмя изношенными гранями (рис. 97, к, л) было несколько менее 25%, что свидетельствует о несвоевременном выполнении ТО (запоздалом выполнении поворотов молотков на своих пальцах). Отмеченное приводит не только к ухудшению качества измельчения корма, но и к существенным нарушениям динамики работы дробилки (см. ниже раздел 2.9.3). Вместе с тем, у дробилок закрытого типа повышается удельная энергоёмкость.

Указанные для дробилки АВМ-1,5 саблевидная форма

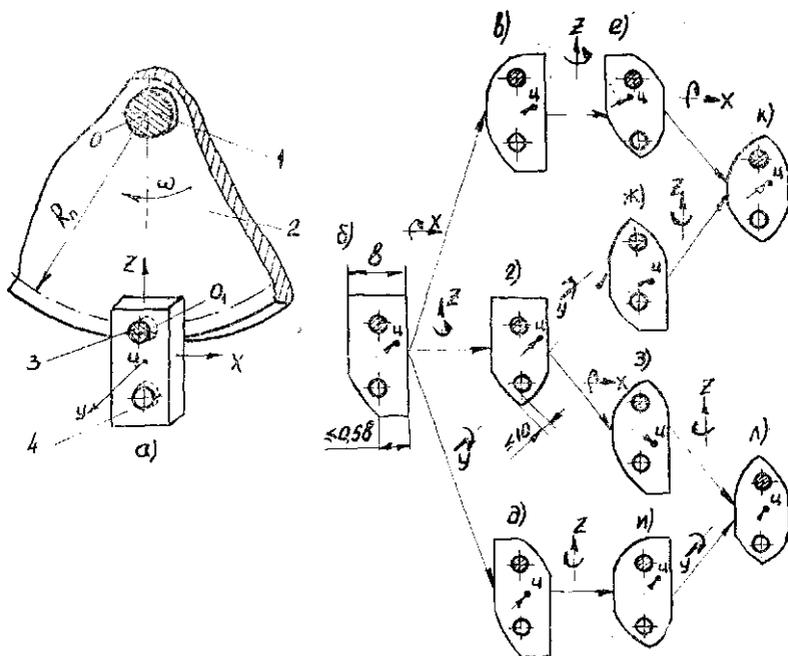


Рис. 97. Форма нового (а), изношенных (б..л) молотков и направления перемещения их центра Π массы при различных поворотах вокруг осей x, y, z в процессе последовательной перестановки молотков на пальцах барабана: 1 — вал барабана; 2 — диск; 3 — палец; 4 — молоток.

изношенной грани, многообразие форм изношенных молотков, неравномерность их износа, все последствия, вызываемые износами, присущи и другим конструкциям кормодробилок.

В процессе проектирования дробилок уравнение (201) в сочетании с известными интегральными зависимостями позволяет определять изменения массы, моментов и радиусов инерции молотков, а в сочетании с уравнением (202) — определять изменения зазоров δ и в результате судить об изменениях динамических и технологических параметрах дробилок, которые могут вызвать износы молотков.

2.9.3. Изменение динамических параметров молотков в процессе их износа

В процессе износа молотков кормодробилок одновременно с изменением формы контура происходит изменение их динамических параметров: массы m , расстояния с центра массы

до оси качания, момента инерции J массы относительно этой оси и приведенной длины l_k . Эти параметры связаны между собой известной из механики [10] зависимостью.

$$J = m c l_k . \quad (208)$$

Изложение методики и результатов экспериментальных исследований изменений каждого из указанных параметров при допускатом износе молотков, а также анализ влияний этих изменений на динамику работы молоткового измельчающего аппарата — такова основная цель настоящего параграфа.

Из выбракованных партий молотков дробилок КДУ-2,0-1 «Украинка» и дробилки агрегата АВМ-1,5 приготовления витаминной муки выделены молотки с предельно-допускаемыми износами одной, двух, трех и четырех граней. Как указывалось выше, в соответствии с заводской инструкцией [23] при предельно-допускаемом износе контур первых изношенных граней достигает продольной оси симметрии отверстий молотка (рис. 97, б), а контур изношенных парных им граней проходит на расстоянии 10 мм от окружности отверстия молотка (рис. 97, г). По достижению предельно-допускаемых износов молотки должны переставляться на осях подвеса так, чтобы их неизношенные грани были направлены навстречу потоку измельчаемого материала, а после износа всех четырех граней молотки должны заменяться новыми.

Масса m изношенных молотков определялась взвешиванием на электронных весах марки ВЭЛ-200, обеспечивающих точность взвешивания до 0,1 г. Центр массы изношенных молотков определяли как точку ЦМ пересечения двух центральных осей АВ и СД, положение которых находили по двум равновесным состояниям молотка на призме (рис. 98).

Аналитические методы определения величин моментов инерции и приведенных длин деталей сложной конфигурации трудоемки, поэтому для этой цели обычно применяют различные экспериментальные методы. Ниже приводим описание метода и прибора, разработанных и использованных нами для определения приведенных длин и моментов инерции сложных и разнообразных по форме изношенных молотков кормодробилок.

Метод основан на использовании явления резонанса: колебания исследуемого физического маятника (например, молотка) вызывают самопроизвольные колебания маятника сравнения, настроенного в резонанс с физическим, т. е. имею-

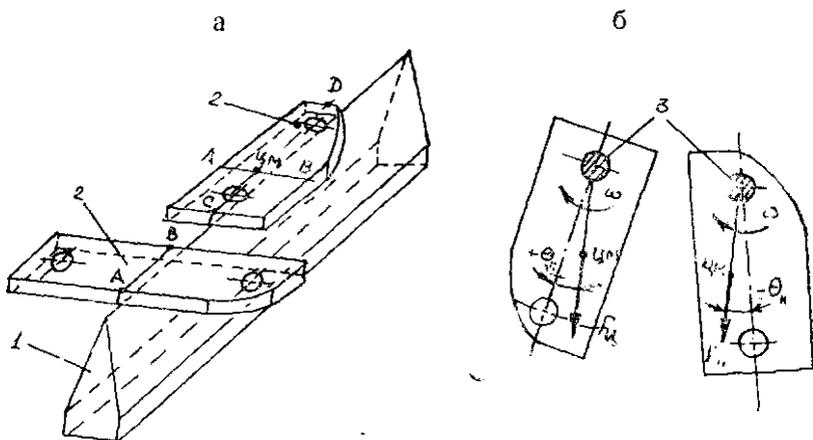


Рис. 98. Определение положения центра массы молотка (а); отклонение молотка от радиально-равновесного положения из-за износа до поворота (б) и после поворота (в) его на оси подвеса: 1 — призма; 2 — молоток; 3 — ось подвеса молотка.

щего длину, равную приведенной длине физического маятника. Маятник сравнения, состоящий из тонкой гибкой нити (регулируемой длины) и маленького стального шарика, здесь имитирует математический маятник. Приведенная длина l физического маятника определяется как длина маятника сравнения, настроенного в резонанс с физическим, а момент инерции вычисляется по зависимости (208).

Основными частями прибора (рис. 99) являются: оправка 11 с тонкой осью; две ножевые опоры 10; кронштейн 6 опор, закрепленный на двух трубчатых стойках 7; иглоочное ушко 13, используемое в качестве опоры нити 14 с шариком 15 маятника сравнения; вороток 12, вращением которого можно изменять длину маятника сравнения; линейка 3 для измерения длины и угловая шкала 5 для фиксации угловых амплитуд колебания этого маятника; основание прибора 2, установленное на двух податливых пластинчатых пружинах 1. Фиксирование положения воротка 12 и сохранение в процессе опыта установленной длины маятника сравнения достигается за счет силы трения, возникающей между резиновой шайбой 8, кронштейном 6 и упорной втулкой 9. Трение оси физического маятника незначительно за счет установки его оси на двух ножевых опорах 10.

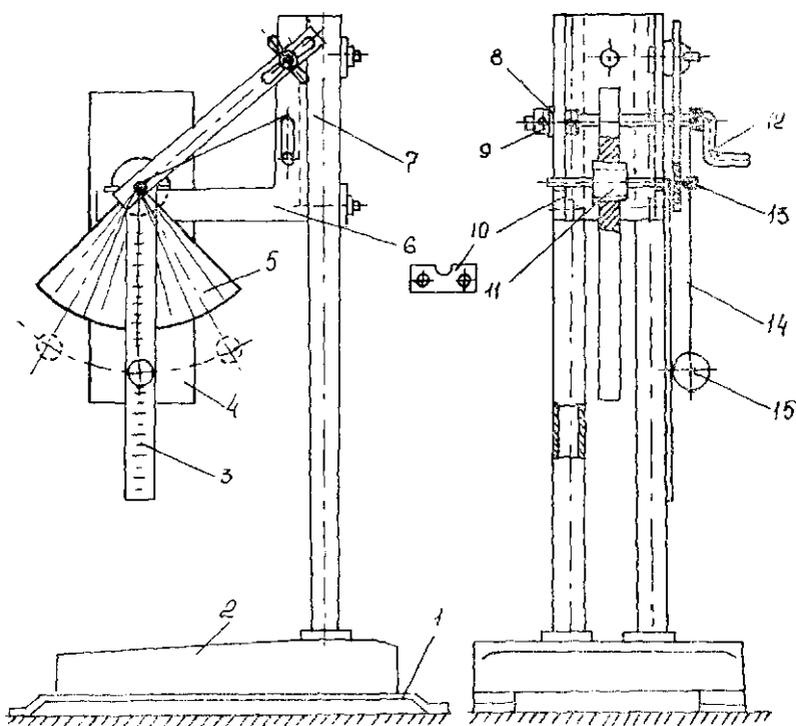


Рис. 99. Прибор для определения приведенной длины и момента инерции молотка как физического маятника: 1 — пружина; 2 — основание прибора; 3 — масштабная линейка; 4 — молоток; 5 — шкала угловых амплитуд; 6 — кронштейн; 7 — стойка; 8 — резиновая шайба; 9 — упорная втулка; 10 — опора оси; 11 — оправка с осью; 12 — вороток; 13 — опора маятника сравнения (кончик с ушком иглы); 14 — нить; 15 — шарик (грузик) маятника сравнения.

Оправка 11 с резиновым кольцом, имеющим наружную конусную поверхность, плотно вставляется в отверстие исследуемой детали (молотка) и своей осью устанавливается на споры 10. Легким толчком руки деталь приводится в колебание. Поворотом воротка 12 подбирают такую длину маятника сравнения, при которой он, попадая в резонанс, колеблется с максимальной угловой амплитудой. Приведенную длину l_k физического маятника определяют как длину маятника сравнения, измеряемую по масштабной линейке (с точностью до 1 мм).

При определении I_k по разработанному нами методу не требуется ни наличия секундомера, ни подсчетов числа колебаний и расчета момента инерции из формулы

$$T = 2\pi \sqrt{\frac{I}{m g c}}, \quad (209)$$

каковые требуются общеизвестным [10] экспериментальным методом определения I и I_k по периоду T колебания. Наш метод проще и метода М. М. Гернета [10; 12] определения I_k по длине маятника сравнения, синхронно колеблющегося с физическим. Для достижения синхронных колебаний необходимо физическому маятнику и маятнику сравнения сообщить одновременно толчок с одинаковой амплитудой, что очень трудно сделать вручную; применение же специального устройства усложнит прибор. Кроме того, если периоды качания сравниваемых маятников небольшие и близкие между собой, бывает трудно определить, какой из маятников качается с большей частотой. В таких случаях рекомендуется [12] определять продолжительность большого числа (50...100) колебаний в отдельности каждого из маятников и их сравнивать. Это приводит к значительному увеличению общих затрат времени на проведение опытов и в особенности в случаях, когда детали имеют малую длину. Настройку же на резонансные колебания маятников сравнения даже небольшой длины (70...100 мм) можно выполнять за считанные (20...30) секунды.

Расчетные значения погрешности, вызванные тем, что тонкая реальная нить маятника сравнения принята за идеальную, неимеющую массу, а масса стального шарика — за точечную массу математического маятника, исчисляются долями процента [12]. Экспериментально найденные нами значения I_k (табл. 31) отличаются от расчетных, вычисленных для 2-х различных конструкций молотков*, не более, чем на $\pm 4\%$, что указывает на достаточно высокую точность предложенного метода. Как показали проведенные нами опыты, этот метод можно применить для экспериментального определения приведенной длины и момента инерции шатунов, кулис, молотковых и молотильных барабанов, а также мно-

* Для этой серии опытов использованы молотки новые, так как для таковых моменты инерции и приведенные длины можно легко рассчитать с высокой точностью.

гочисленного ряда разнообразных по форме и устройству деталей и узлов.

Величины J по предварительно найденным значениям m , c , l_k вычислены по формуле (208).

Значения динамических параметров (m , c , l_k , J) новых и изношенных до допустимых пределов молотков дробилок КДУ-2,0-1 и АВМ-1,5 приведены в табл. 32.

Выше (см. раздел 2.8.3) было отмечено, что для обеспечения устойчивости движения молоткового барабана требуемую приведенную длину молотков можно определять при проектировании дробилок из условий (169)

$$l_k = \frac{R_n}{2,25} \quad \text{или} \quad l_k = \frac{R_n}{4},$$

а для предупреждения передачи импульсов ударов молотков их осям подвеса и подшипникам барабана требуется соблюдение условия (173)

$$\frac{l_k}{l_y} = 1,$$

где R_n — радиус той окружности барабана, на которой размещаются центры поперечных сечений осей подвески молотков (у дробилки КДУ-2,0-1 $R_n = 330$ мм, у дробилки АВМ-1,5 $R_n = 430$ мм);

l_y — расстояние от оси подвески молотка до центра удара.

В процессе эксплуатации дробилок из-за изменений величины l_k , вызываемых износами, условия (169) и (173) нарушаются. Степень нарушения этих условий можно оценивать коэффициентом изменения приведенной длины

$$k_l = \frac{l_{ки}}{l_k}, \quad (210)$$

где l_k и $l_{ки}$ — приведенные длины соответственно нового и изношенного молотков.

Если приведенную длину определяли по условиям (173), то коэффициент

$$k_{ll} = \frac{l_{ки}}{l_y}, \quad (211)$$

Табл. 31. Экспериментальные $l_{кз}$ и расчетные $l_{кр}$ значения, приведенных для неизношенных молотков кормодробилок

Молоток дробилки	Экспериментальное значение, мм							Среднее $l_{кз}$ за 7 опытов, мм	Расчетное значение, $l_{кр}$, мм	Погрешность $\delta_{lk} = 100 \frac{l_{кр} - l_{кз}}{l_{кр}}$, %
	по опыту									
	1	2	3	4	5	6	7			
КДУ-2,0-1	76	76	76,5	76	76,8	76,5	76,5	76,33	79,47	3,95
АВМ-0,65	103	108	101	104	104	106	102	104	104,6	0,57

Табл. 32. Динамические параметры изношенных молотков кормодробилок

Молотков дробилки	Число изношенных граней	$m_{из}$, кг	c_n , см	$l_{ки}$, мм	k_y	$\frac{l_{ки}}{l_k} - 1$	J_n , кг·см ²	ΔJ_6 , кг·м ²	$\frac{\Delta J_6}{J_6}$	θ^* , градус	Примечание
КДУ-2	1	0,134	2,7	78,8	0,001	2,217	0,0577	0,034	4	Число молотков 9). У новых $l_k = 79,47$ мм; $J = 2,714$ кг·см ² ; $m = 0,148$ кг; $J_6 = 1,720$ кг·м ²	
	2	0,111	3,2	84,5	0,063	1,50	0,1542	0,0896	3		
	3	0,101	2,8	69,3	0,130	1,26	0,1751	0,102	9		
	4	0,098	2,3	55,7	0,30	1,26	0,1696	0,099	0		
АВМ-0,65	1	0,452	3,4	105,3	0,007	11,81	0,1927	0,051	4	Число молотков 36 У новых $l_k = 104,6$ м; $J = 15,765$ кг·см ² ; $m = 0,519$ кг; $J_6 = 3,747$ кг·м ²	
	2	0,421	3,9	116,7	0,012	8,23	0,3283	0,088	2,5		
	3	0,373	3,5	93,5	0,11	6,61	0,407	0,118	9		
	4	0,329	2,9	75,0	0,28	7,06	0,448	0,12	0		

* θ — угол отклонения молотка от радиального положения продольной оси его стверстий, вызванный перемещением центра масс из-за износа молотка (см. рис. 98).

а модуль коэффициента передачи удара k , показывающий какая часть импульса удара передается на ось подвеса молотка,

$$k_{yi} = \left| \frac{l_{ki}}{l_y} - 1 \right| = \left| k_{L1} - 1 \right|. \quad (212)$$

Значения коэффициентов k_L и k_{yi} для молотков с изношенными до допускаемых пределов гранями приведены в табл. 32. Как следует из этих значений, в процессе износа абсолютная величина коэффициента передачи ударных импульсов на оси подвеса молотков возрастает от нуля до 0,3. При чрезмерных износах, которые нередко наблюдаются у молотков, расположенных у боковиц измельчающих камер, величины коэффициентов передачи удара достигают значений $k_{yi}=0,5$. Увеличение коэффициента k_y повышает интенсивность износов осей подвеса и отверстий молотков, подшипников вала барабана. Как отмечено выше, интенсивность износа молотков одного и того же барабана не одинакова, Неравномерный износ молотков нарушает уравниваемость барабана, вызывает вибрации дробилки и дополнительные нагрузки на опоры вала барабана. Это так же повышает интенсивность износа подшипников.

Уменьшение массы, изменение положения центра массы и моментов инерции молотков, происходящие из-за износов, приводит к существенному уменьшению момента инерции I_δ всего барабана относительно оси его вращения. Так как у барабана изнашиваются в основном молотки, то величину уменьшения ΔI_δ момента инерции барабана можно вычислить как сумму уменьшений моментов инерции каждого из молотков относительно оси вращения барабана:

$$\Delta J_\delta = \sum_1^{i=z} (J_0 - J_{0mi}), \quad (213)$$

где z — общее число молотков на барабане;

J_0, J_{0mi} — моменты инерции нового и изношенного i -ого молотка относительно оси вращения барабана.

Момент инерции молотка I относительно оси его подвеса равен сумме момента инерции I относительно его центра

массы и произведения массы m на квадрат расстояния c между центром массы и его осью подвеса:

$$J = J_c + m c^2 ,$$

откуда

$$J_c = J - m c^2 .$$

Момент инерции молотка J_o относительно оси вращения барабана

$$J_o = J_c + m (c + R_n)^2 = J - m c^2 + m (c + R_n)^2$$

или

$$J_o = J + m (2 c R_n + R_n^2) ,$$

где R_n — расстояние между осью подвеса молотка и осью вращения барабана. Соответственно момент инерции изношенного молотка относительно оси вращения барабана

$$J_{oi} = J_{i1} + m_{i1} (2 c_{i1} R_n + R_n^2) ,$$

а разность

$$J_o - J_{oi} = (J - J_{i1}) + 2 R_n (m c - m_{i1} c_{i1}) + R_n^2 (m - m_{i1}) .$$

Учитывая отмеченное, зависимость (213) можно переписать так:

$$\Delta J_o = \sum_1^{i=z} [(J - J_{i1}) + 2 R_n (m c - m_{i1} c_{i1}) + R_n^2 (m - m_{i1})] . \quad (214)$$

Приняв для идеального случая, что износы всех молотков одинаковы и равны предельно-допустимым, найдем, что

$$\Delta J_o = z [(J - J_{i1}) + 2 R_n (m c - m_{i1} c_{i1}) + R_n^2 (m - m_{i1})] . \quad (215)$$

Зависимость (215) справедлива для реальных случаев, когда средневзвешенное значение $(\sum_1^{i=z} J_{oi}) : z$ равно значению J_{oi} при предельно допустимом износе молотка. Численные значения ΔJ_o , подсчитанные по зависимости (215) для случаев допускаемых износов различного числа граней молотков, приведены в той же табл. 32.

Уменьшение момента инерции барабана приводит к увеличению степени неравномерности его вращения.

Как отмечалось выше, степень неравномерности барабана равна

$$\delta\omega = \frac{\Delta E}{J_6 \omega_{\text{ср}}^2}.$$

При износе молотков момент инерции барабана уменьшается до величины , а степень неравномерности вращения его соответственно увеличивается до

$$\delta\omega_{\text{и}} = \frac{\Delta E}{(J_6 - \Delta J_6) \omega_{\text{ср}}^2}. \quad (216)$$

Из совместного решения этих уравнений

$$\delta\omega_{\text{и}} = \delta\omega \frac{J_6}{J_6 - \Delta J_6} = \delta\omega \frac{1}{1 - \frac{\Delta J_6}{J_6}}, \quad (217)$$

где $\delta\omega_{\text{и}}$ — степень неравномерности вращения изношенного барабана.

При расчетах молотковых барабанов допускают [35] $\delta\omega = 0,04 \dots 0,07$. Если считать, что при расчете принято среднее значение $\delta\omega = \delta\omega_{\text{ср}} = 0,055$, а максимально допускаемое значение $\delta\omega_{\text{макс}}$, которое будет при износах молотков $\delta\omega_{\text{и}} = \delta\omega_{\text{макс}} = 0,07$, то, как следует из зависимости [217], относительное уменьшение момента инерции барабана не должно превышать значения

$$\frac{\Delta J_6}{J_6} \leq 1 - \frac{\delta\omega_{\text{ср}}}{\delta\omega_{\text{макс}}} = 1 - \frac{0,055}{0,07} = 0,215. \quad (218)$$

Значения моментов инерции J_6 масс неизношенных барабанов, вычисленные как сумма моментов инерции всех их деталей относительно общей оси вращения, значение величины уменьшения ΔJ_6 момента инерции при износах молотков и значение отношений $\frac{J_6}{\Delta J_6}$ приведены в табл. 32. Как следует из данных, приведенных в табл. 32, при допускаемых

заводскими инструкциями износах молотков условие (218) выполняется.

Увеличение степени неравномерности вращения выше допустимого предела повышает чувствительность молоткового барабана к изменениям его нагрузки. При этом, даже незначительные перегрузки вызывают резкое снижение его угловой скорости, соответственно, ухудшение качества измельчения корма; может вызывать и забивание измельчающего аппарата и полную остановку барабана. На качество измельчения также оказывает влияние и непосредственно уменьшение момента инерции молотков и перемещение центра их масс (см. рис. 98, а) при износе граней. Изменение этих параметров вызывает [90] увеличение угла отклонения молотков от первоначального радиально-равновесного положения, соответственно увеличение зазора между рабочими поверхностями деки и молотков и, как следствие, ухудшение качества измельчения.

Последствия отмеченных нежелательных явлений, которые вызываются изменениями динамических параметров молотков, следует уменьшить, применяя для этой цели различные способы повышения износостойкости молотков, а также своевременную перестановку молотков на осях подвесов для предупреждения недопустимых по величине износов и последовательного использования всех рабочих граней молотков.

2.9.4. Способы повышения износостойкости рабочих органов измельчителей

Известно много различных способов повышения износостойкости молотков, контрмолотков, ножей и противорезов измельчителей. Наибольший эффект по повышению износостойкости может быть достигнут использованием целого комплекса способов, схематически представленного на рис. 100. Эффективность использования каждого из приемов, их различных сочетаний или целого комплекса зависит от многочисленных факторов и может точно определена для конкретных условий только опытным путем. Для ориентировочного суждения об ожидаемой эффективности ниже приводятся некоторые результаты повышения износостойкости, полученные исследователями при применении отдельно некоторых из способов, приведенных на рис. 100 комплекса.

Формы применяемых в кормодробилках молотков представлены на рис. 101. Сведения влияний формы молотков, как и ряда других параметров, на износостойкость пока

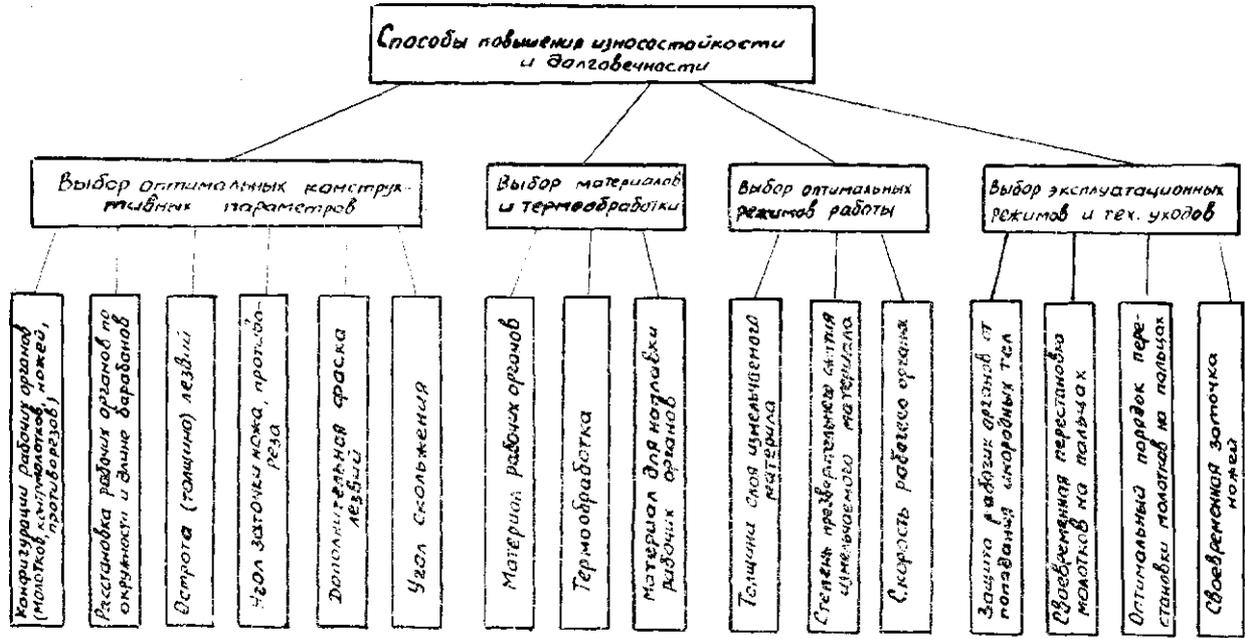


Рис. 100. Комплекс способов повышения износостойкости и долговечности рабочих органов измельчителей.

тановлено, что при замене в дробилках КДУ-2 и КДУ-2,0 плоских молотков серийного производства молотками кольцевой формы с зубьями на наружной поверхности (рис. 101, д) ресурс молотков увеличивается примерно в 3 раза: из-за износа плоские молотки приходится переставлять или заменять после переработки 900 т фуража, а кольцевые после 2500 т.

При обычном равномерном распределении молотков по длине ротора, когда каждый молоток движется по следу предыдущего, расположенного в одной плоскости круга, измельчаемый материал распределяется по длине камеры неравномерно, и, как отмечалось выше, износы молотков не одинаковы: молотки, расположенные у боковых камеры измельчения, изнашиваются очень интенсивно. И. И. Ревенко [62] предложено размещать молотки на роторе по схеме сходящихся винтовых линий (рис. 102). Так расположены молотки на дробилках КДУ-2, ДБ-5, ДКМ-5.

При таком размещении молотков неравномерность распределения материала по длине измельчающей камеры уменьшается, срок службы молотков увеличивается на 20%; вместе с тем и производительность дробилки увеличивается на 10%.

Как отмечалось выше (см. 2.9.1), существенного снижения износа молотков, расположенных у стенки измельчающей камеры, соответственно, и повышения износостойкости всего комплекта молотков, можно достичь также увеличением диаметра крайних дисков барабана.

Молотки изготавливают из марганцевой стали 65Г и из углеродистой стали с наплавкой рабочих кромок сормайтот. В зависимости от материала и термообработки молотки служат от 72 до 280 ч.

По данным испытаний Ю. А. Власова [7] существенного повышения ресурса плоских молотков можно достичь изготовлением их из стали 20 с цементированием их рабочих граней на глубину 0,5...0,7 мм и закалкой до твердости HRC—58...62. По сравнению с молотками, изготовленными из стали 65 Г и закаленными до твердости HRC—48...54 гранями, ресурс цементированных молотков в 1,7 раз больше: до предельного износа стандартными молотками можно переработать 256 т зерна, а цементированными 434 т.

Одновременным изменением формы рабочей кромки и ее наплавкой П. В. Андреев [3] добился увеличения в 4 раза ресурса грани прямоугольного молотка дробилки 50/63 производства ГДР. У опытной партии (12 штук) новых молот-

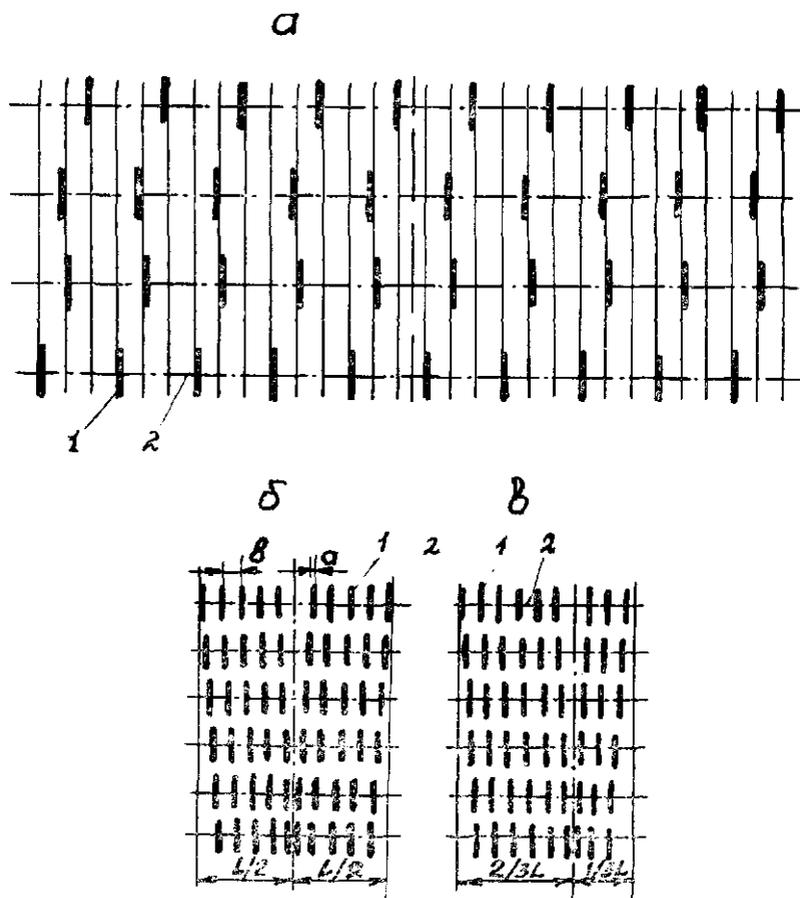


Рис. 102. Развертки барабанов с молотками, расположенными на его поверхности в параллельных плоскостях (а) по сходящимся винтовым линиям при периферийной (б) и центральной (в) подачах сырья в камеру измельчения (по И. И. Ревенко): 1 — молоток; 2 — ось (палец) молотков.

ков рабочие грани были сточены и приданы им такие формы, которые они приобретают при предельно допусковом износе. Затем эти грани наплавлены электродом Т-590 $\varnothing 5$ мм. Масса наплавки на 1 грань 15 г. Твердость наплавленного слоя 57...67 HRC. Химический состав этого слоя: хром 24...27, бор 1,5...2,0, углерод 3...3,5, кремний — 2,0...2,5, марганец —

1...5, сера — 0,3...0,35%, остальное железо. Наплавленный слой обработан абразивным кругом. Испытаниями установлено, что молотки с наплавленными гранями после измельчения 3400 т зерна имели удельный износ 0,52 г/т. За время износа одной грани, упрочненной наплавкой, у молотков без наплавки изнашиваются 4 грани.

Специальных исследований влияния толщины слоя измельчаемого материала, степени его предварительного сжатия, скорости рабочих органов, геометрических параметров режущей пары на интенсивность износа молотков не проводилось. Если с незначительной погрешностью принять, что между работой, затрачиваемой на измельчение, и износом рабочих органов существует прямая зависимость, то о влиянии отмеченных факторов на износ можно судить по влиянии этих факторов на удельную работу измельчения. Подробно это влияние экспериментально изучено [58; 59] для ножевых измельчающих аппаратов (см. выше раздел 2.3). Для молотковых аппаратов установлено, что с повышением скорости до некоторого предела (примерно 35...44 м/с) удельная работа измельчения снижается, а затем наблюдается ее увеличение. Можно ожидать такую же связь между скоростью движения молотков и их износами. Поэтому работа молотковых аппаратов со скоростями, близкими к оптимальным, желательна и для снижения энергоемкости процесса измельчения и для снижения износов молотков и контрмолотков.

Нередко вместе с измельчаемой листовидной массой к рабочим органам измельчителей кормов случайно попадают металлические предметы: болты, гайки, куски жести, проволока и др. Они вызывают затупление и выкрашивание лезвий ножей измельчителей, интенсивные износы рабочих кромок молотков дробилок, поломки ряда деталей смесителей и других кормоприготовительных машин и, как следствие, увеличение их простоев, снижение производительности, увеличение стоимости приготовления кормов. Вместе с тем, проглоченные с кормом мелкие металлические предметы травмируют желудочно-кишечный тракт животных и вызывают неизлечимые заболевания. Поэтому кормоцехи должны иметь специальные устройства, ограждающие корм и машины от случайных металлических предметов.

В технологических линиях приготовления кормов обычно нет специальных устройств для удаления металлических включений из перерабатываемой соломы и других видов стелбелных кормов. Для этой цели можно использовать электромагнит подвешенного типа. Перерабатываемое сырье свобод-

по проходит под электромагнитом, а металлические примеси, находящиеся в нем, притягиваются к полюсам магнита.

Наибольшая эффективность удаления из стебельных кормов металлических примесей может быть достигнута при наклонной установке электромагнита в зоне схода корма с пенамагничиваемого барабана ленточного конвейера (рис. 103). Хорошая сепарация в этой зоне достигается благодаря

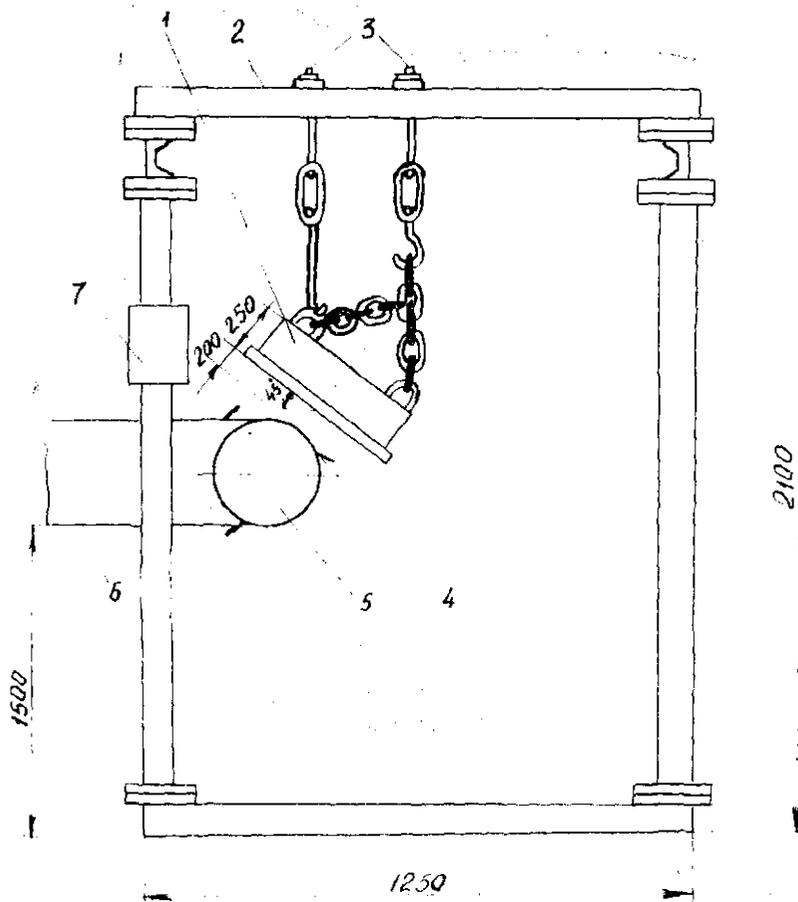


Рис. 103. Электромагнитный сепаратор для выделения железных предметов из стебельных кормов: 1 — электромагнит; 2 — рама; 3 — крюки с подвесками; 4 — скребок ленты; 5 — ведущий барабан; 6 — лента конвейера; 7 — блок управления.

тому, что примеси легко извлекаются из кормовой массы, находящейся во взвешенном состоянии, и притягиваются к полюсу электромагнита.

Описанный электромагнитный сепаратор металлических примесей успешно эксплуатируется на животноводческих комплексах по откорму молодняка КРС «Вороново» Московской области и «Палиский» Ленинградской области [31]. В качестве рабочего органа в них использован электромагнит М-22В, который подвешен на двух крюках к раме, изготовленной из швеллера № 10.

Электромагнит получает питание от блока управления, в котором установлены автоматический выключатель АП-502М, магнитный пускатель ПМЕ-2111, однофазный понижающий трансформатор ОСО-0,25, напряжением 220 в, включенный по схеме автотрансформатора и четыре диода В-50 для выпрямления переменного тока. Электромагнит включается автоматически вместе с технологической линией, а отключается вручную оператором кормоцеха, который собирает извлеченные металлические предметы в емкость из немагнитного материала.

Для очистки магнита можно устанавливать специальный разгружающий ленточный транспортер, снабженный немагнитными уголками. Однако при этом увеличивается высота рабочей зоны и для создания эффективного магнитного поля потребуется использовать электромагнит большей мощности, соответственно и большей массы.

Преимущество электромагнитного сепаратора заключается в том, что его можно установить и после монтажа всего основного оборудования кормоцеха. Однако изготовление электромагнитов требует больших затрат черных и цветных металлов, а их питание — большого расхода электрической энергии. Кроме того, такие сепараторы удаляют из перерабатываемого сырья лишь ферромагнитные (железные, стальные, чугунные, никелевые) примеси и не реагируют на немагнитные (медные, алюминиевые, латунные) включения.

В Мелитопольском институте механизации сельского хозяйства разработана и испытана [89] конструкция предохранительного устройства, отличающаяся малой металло- и энергоемкостью (затраты энергии на ее питание исчисляются долями ватт-часов в сутки) и реагирующее на наличие в измельчаемой стобельной массе не только ферромагнитных, но и диамагнитных металлических примесей. Устройство (рис. 104) состоит из датчика, установленного под лентой транспортера; усилительного блока, монтируемого на щите приборов, и включенного в цепь магнитного пускателя.

Датчик 3 представляет собой пластмассовый каркас, в пазах которого установлены генераторная L_2 и две приемные катушки L_1 и L_3 (рис. 104). Катушка L_2 включена в коллекторную группу транзисторов МП41. Приемные катушки (L_1 и L_3) расположены в электромагнитном поле генераторной катушки (L_2) так, что суммарная ЭДС, наведенная в них, приблизительно равна нулю.

Для компенсации напряжения разбалансированных от изменения температуры и характера окружающей среды приемных катушек служит ферромагнитный компенсатор. Характеристики намоточных изделий устройства приведены в табл. 33.

Металлические изделия, попадающие в поле генераторной катушки, вызывают сигнал разбалансирования, который усиливается усилителем, и разрывает цепь магнитного пускателя через нормально закрытый контакт К1.1. При этом автоматически разрывается цепь питания электродвигателя и транспортер подачи стебельной массы к измельчителю останавливается. После удаления металлических предметов с ленты транспортера нажатием кнопки пускателя двигатель привода транспортера снова включается в работу.

Испытаниями, проведенными в Мелитопольском институте механизации сельского хозяйства, установлена хорошая чувствительность и надежность описанного предохранительного устройства. Это видно из графиков (рис. 105), построенных по результатам специально проведенных опытов.

Описанное устройство можно использовать и для сокращения расхода электроэнергии электромагнитными сепараторами. В этом случае обмотка подвесных электромагнитов включается в цепь усилителя через нормально открытый контакт. Тогда электромагнит будет включаться в сеть только при наличии металлических примесей на ленте транспортера, что значительно уменьшит расход электроэнергии.

Имеющиеся в некоторых конструкциях дробилок специальные магнитные уловители (например, у КДУ-2,0) могут отделять небольшие металлические предметы у зерновых кормов. Специально магнитные колонки типа БКМ, электромагнитные сепараторы ЗМ-101, А1-ДЭС, устанавливаемые в технологических линиях комбикормовых предприятий, предназначены для удаления металлических примесей из зерна, продуктов его переработки и других легкосыпучих продуктов [28]. Они, как и магнитные уловители дробилок, не приспособлены для удаления этих примесей из листостебельных

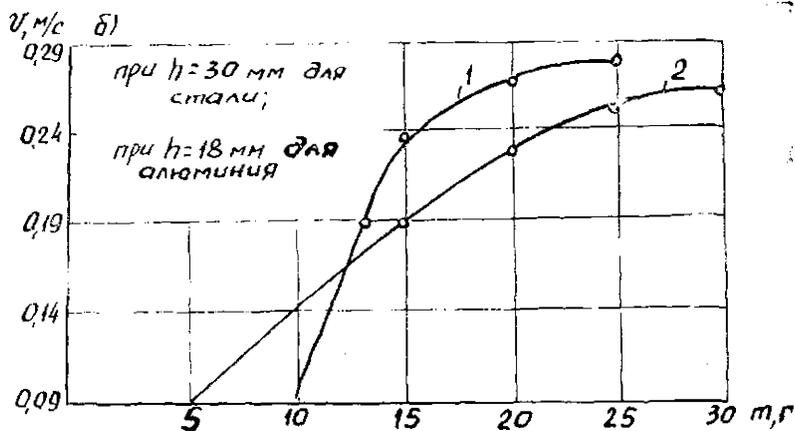
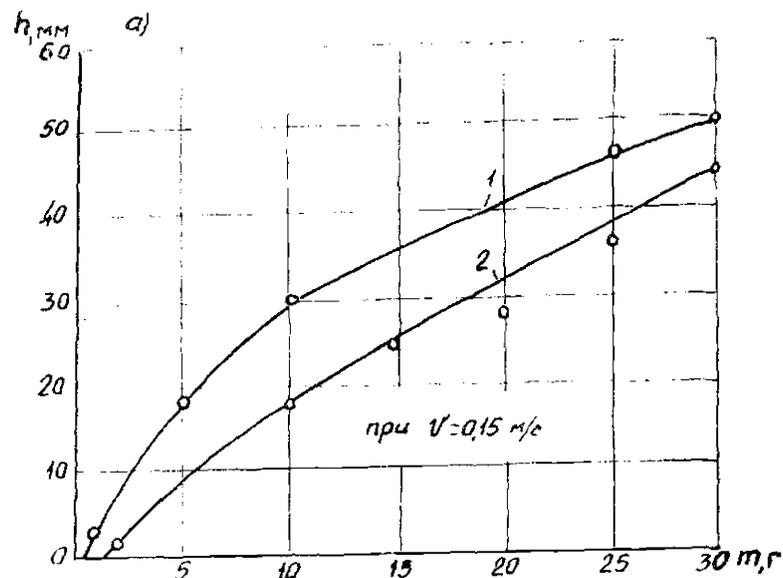
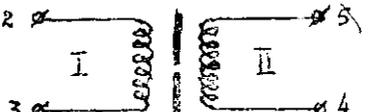
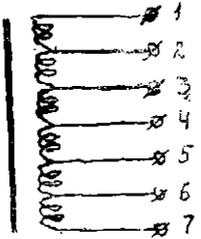
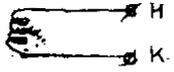


Рис. 105. Графики зависимости предельной высоты слоя стеблей солом (а) и предельной скорости питающего транспортера (б) от массы стальных (кривая 1) и алюминиевых (кривая 2) примесей в солом, вызывающих срабатывание предохранительного устройства.

масс так, как это могут выполнять устройства, описание которых приведено выше.

Аварийные износы рабочих и ряда других деталей измельчителей могут вызвать и не металлические твердые по-

Табл. 33. Характеристика намоточных изделий

Номер трансформатора по чертежу. Обозначение на схеме	Принципиальная электрическая схема	Сердечник	номер обмотки
Тр1		Ш6,3×9	I II
Тр2		Ш6,3×9	I
Катушка генераторная			
Катушки приемные			

Примечание. Индуктивность измерена на частоте 1000 Гц при

сторонние тела (камни, комья земли и пр.), поступающие вместе с измельчаемым кормом. Для отделения их некоторые конструкции измельчителей, например, ИГК-30Б, имеют специальные камнеуловители. В случае отсутствия на измельчителях таких устройств необходимо принимать все

предохранительного устройства

Обмотка		Обозначение вы- вода (начала конца)	Электрические параметры		Примечание
марка про- вода и диа- метр	число витков		сопротивле- ние обмотки при $t = 20^{\circ}\text{C}$, Ом	индуктив- ность обмог- ки, мГц	
ПЭВ-1-0,06 мм	3700	2—3	$980 \pm 15\%$	Не менее 2400	
ПЭВ-1-0,06 мм	1400	5—4	$450 \pm 15\%$	Не менее 320	
ПЭВ-1-0,06 мм	1000	2—6	$1100 \pm 15\%$	1900..2500	
»	3000	6—3		Не менее	
»	500	4—5	$155 \pm 15\%$	30	
ПЭВ-2-0,33 мм	238	1—2		$45 \pm 10\%$	Величина сопротив- ления ин- дуктивно- сти заме- рена меж- ду выво- дами 1—7
»	237	2—3			
»	237	3—4	$13 \pm 10\%$		
»	218	4—5			
»	20	5—6			
»	20	6—7			
ПЭВ-2-0,1 мм	3500	Н—К	$1400 \pm 10\%$	$400 \pm 10\%$	

напряжении 0,5 В.

меры для ограждения измельчаемых кормов от попадания в них посторонних твердых предметов.

Одним из эффективных приемов продления срока службы молотков и контрмолотков в процессе эксплуатации дробилок является своевременная проверка степени износа мо-

лотков и поворот их на пальцах для использования его неизношенных граней. Такую проверку следует проводить при каждом периодическом обслуживании ТО-1. Проверку же износа молотков, расположенных у боковых стенок камер измельчения, следует проводить чаще (через 30 часов работы). Для проверки удобно пользоваться специальным шаблоном (рис. 106). В случае, когда износы граней достигают предельно допускаемой величины молотки надо переставлять на пальцах. Своевременная перестановка молотков на пальцах позволит использовать все его четыре рабочих грани и предупредит недопускаемые износы, при которых существенно ухудшится качество измельчения, предупредит необходимость замены молотков из-за чрезмерного износа только одной грани и, таким образом, продлит срок использования молотков, предупредит избыточный расход новых запасных молотков. После использования всех четырех рабочих граней молотки следует заменить новыми. При изменениях положений молотков и замены их новыми для сохранения уравновешенности роторов, масса молотков, устанавливаемых в одной поперечной плоскости барабана, не должна отличаться более, чем на 2 г.

Весьма эффективным способом повышения износостойкости ножей измельчающих аппаратов является наплавка их лезвий сверхтвердыми сплавами, в частности, сормайтотом. Лезвия при этом получают самозатачивающимися, вследствие чего срок службы их существенно увеличивается. Так по испытаниям, проведенным в совхозе Гремяченск [59],

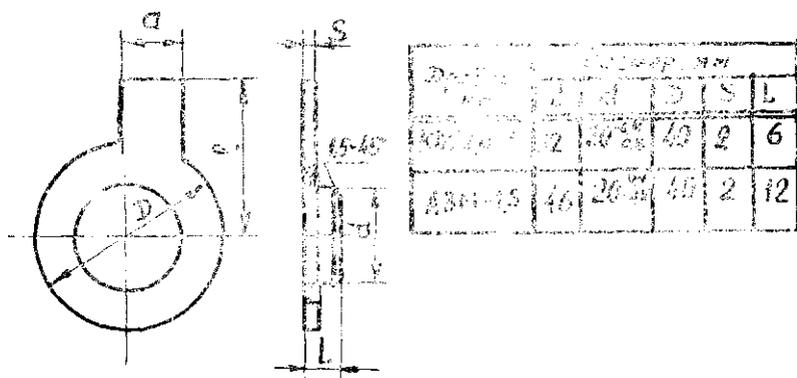


Рис. 106. Шаблон для контроля износа молотков.

наплавленные сормайтот ножи измельчителя комбайна СК-2,6 А проработали в течение трех сезонов, измельчив на комбайне 12200 т кукурузы в различной стадии зрелости при урожайности 20...30 т с гектара. Лезвия таких ножей изнашивались в 2...2,4 раза медленнее, чем стандартные. В процессе работы стандартные ножи периодически затачивались, а экспериментальные заточке не подвергались.

Проведенные Ростовским ГСКБ [79] хозяйственные испытания сегментов фуражира ФН-1,2 и скирдорезов СНТ-7, изготовленных из стали У-9 и подвергнутых закалке и отпуску, доказали, что уже через 2—3 часа работы лезвия такого сегмента затупляются и к дальнейшей эксплуатации не пригодны. Наиболее эффективным методом повышения износостойкости лезвий является индукционная наплавка лезвий, которая позволяет получать двухслойные самозатачивающиеся лезвия.

При индивидуальной наплавке лезвий (сегментов) минимальная допустимая температура нагрева шихты составляет 1275°C (температура начала плавления сормайтот), а максимальная не должна превышать 1370°C (температура пережога основного металла, например СТ-5). В результате исследований были установлены оптимальные режимы наплавки: анодный ток $I_a=4,5$ А, ток сегки $I_c=1,2$ А, напряжение контура $U_k=9$ кВ, напряжение сетки $U_c=3,4$ кВ, время наплавки 16 с. Разработана специальная конструкция индуктора для такой наплавки.

При абразивном изнашивании износостойкость наплавочных материалов в первую очередь определяется количеством и природой твердых составляющих в микроструктуре наплавленного металла. Применяются два способа регулирования содержания твердых составляющих: изменение химического состава наплавочного сплава и введение в шихту труднорастворимых примесей, образующих в результате взаимодействия с легкоплавкой связью структуру псевдосплав (ПС). В практике наиболее известен первый способ. Однако более эффективным является второй способ.

В псевдосплавах, разработанных в Ростовском-на-Дону НИИГМ, в качестве легкоплавкой составляющей использован порошок обычного белого или легированного чугуна, имеющего низкую температуру плавления. В качестве компонентов, повышающих износостойкость наплавленного металла, использован карбид вольфрамов (релит), бориды хрома или, например, порошкообразный углеродистый феррохром марки Хр-6. Твердость по Викерсу (HV) и относительная износостойкость некоторых твердых сплавов, пригодных для

индукционной наплавки, представлена на рис. 107. Относительная износостойкость определялась на машине Х4Б по методике, разработанной М. М. Хрущевым и М. А. Бабичевым. Как следует из диаграммы (рис. 107), псевдосплавы ПС-4 и ПС-6 обладают наибольшей твердостью и износостойкостью, поэтому применение их весьма перспективно для упрочнения лезвий. Можно ожидать, что их применение перспективно и для упрочнения рабочих граней молотков. Представляет интерес проверить это экспериментально.

Эффект самозатачивания может быть усилен устройством нижней фаски на лезвии. Сегменты косилок с дополнительной нижней фаской (рис. 108), использованные на уборке толстостебельных культур, имели в 15...25 раз большую долговечность по сравнению с обычными стандартными с одной верхней фаской [59]. Представляет большой интерес проверить эффективность введения дополнительных фасок на лезвиях ножей измельчающих аппаратов.

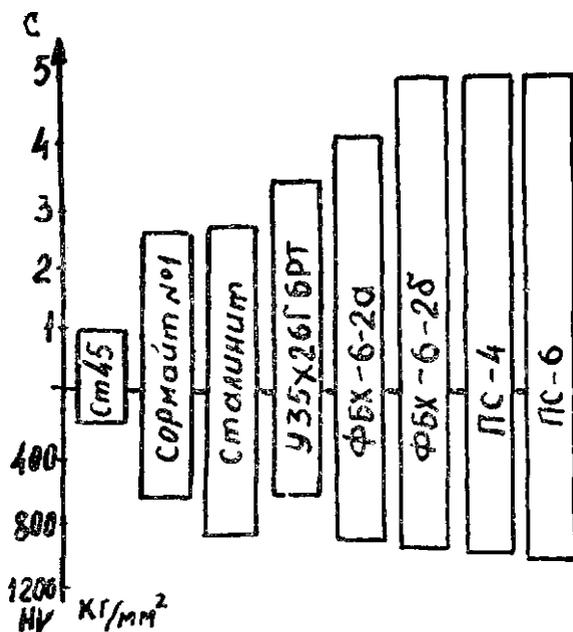


Рис. 107. Твердость по Викерсу HV и относительная износостойкость (с) твердых сплавов для износостойкой наплавки ножей.

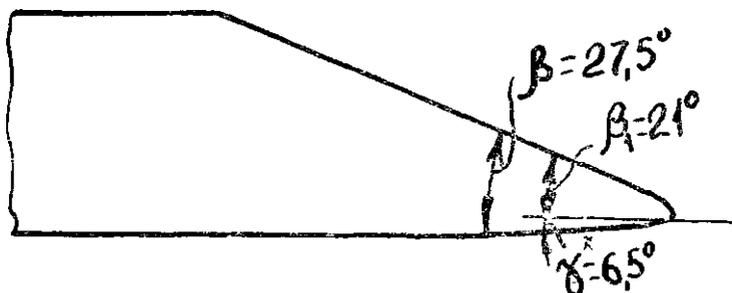


Рис. 108. Профиль лезвия сегмента с дополнительной фаской.

Так как имеется прямая связь между затратами энергии на измельчение и износом лезвий ножей, то с учетом отмеченных выше (см. 2.3.4) зависимостей удельных затрат энергии от различных факторов, можно для повышения износостойкости ножей рекомендовать угол заточки ножей $\beta = 12 \dots 30^\circ$, скорость вращения ножей устанавливать близкими к $35 \dots 40$ м/с, отдавать предпочтение тонкослойному резанию.

Для обеспечения нормальной работы ножевых роторов измельчителей обязателен повседневный и тщательный контроль за его состоянием. Особое внимание следует обращать на крепление ножей и состояние их лезвий. Перед началом работы следует проверять затяжку болтов и наличие шплинтов на корончатых гайках, закрепляющих ножи барабана. Болты с ослабевшей затяжкой следует подтягивать. Плохое крепление ножей может вызвать отставание их от мест крепления и удар о противорежущую пластину, а это приводит к аварии.

При затуплении режущих кромок ножи следует заточить, так как работа с затупленными ножами приводит к ухудшению качества измельчения и повышенной затрате энергии. Заточку ножей проводят специальными заточными приспособлениями, которыми оборудуются стационарные измельчители (например, Волгарь-5) и измельчающие аппараты комбайнов КС-2,6, КСС-2,6 и др. Острота лезвий, определяемая величиной диаметра окружности, вписанной в контур поперечного сечения кромки лезвия, рекомендуется не одинаковой для измельчения различных культур. Она обычно указывается в заводских инструкциях. Так, например, для измельчения комбайна КСС-2,6 и др. острота лезвий должна быть

не более 0,3 мм при уборке трав и не более 0,6 мм — при уборке грубостебельных культур (кукурузы, подсолнуха). Для соломорезок острота лезвия в 0,02...0,04 мм считается достаточной, а увеличение толщины при его затуплении допускается до 0,3 мм.

После заточки ножей или при замене их запасными необходимо проверить и сбалансировать барабан, для чего с более легкой его стороны прикрепляют грузики (болт с гайкой) так, чтобы барабан, остановленный в любом положении, не проворачивался на шариковых опорах. Если поломанный нож невозможно заменить другим, надо вместе с ним снять в той же секции барабана противоположный нож. Это не нарушит балансировки барабана. Запрещается продолжать работу измельчителя с барабаном, у которого несимметрично сняты ножи, так как при этом резко нарушается балансировка.

На энергетические и качественные показатели оказывает большое влияние зазор в режущей паре. Оптимальная величина зазора для дисковых аппаратов составляет 0,5...1,0 мм, барабанных 1,5...4,5 мм. Величину рекомендуемого зазора для каждой машины указывают в инструкциях по уходу и эксплуатации измельчителей. Чрезмерное уменьшение зазора вызывает большое трение в режущей паре и интенсивный ее износ. Увеличение зазора приводит к нарушению нормального процесса резания и повышению энергозатрат за счет излома и смятия стеблей. В процессе работы или заточки установленный зазор может изменяться. Поэтому во избежание аварии этот зазор необходимо проверять и регулировать. Для установки нормального зазора необходимо пользоваться щупом. Регулировку зазора проводят перемещением барабана с подшипниками (или перемещением противорежущей пластины). После регулировки необходимо затянуть болты крепления подшипников барабана (или противорежущей пластины).

2.10. РАСЧЕТ ИЗМЕЛЬЧАЮЩИХ АППАРАТОВ

К исходным данным, используемым для расчета измельчающих аппаратов, относятся вид измельчаемого корма, его свойства, расчетная длина измельченных частиц, требуемая производительность измельчения.

К параметрам, определяемым в процессе расчета, относятся диаметр, длина, частота вращения барабана, число и размеры его рабочих органов (молотков, ножей), размеры

сечения и скорость слоя подаваемого на измельчение материала, мощность, требуемая для привода измельчителя и его энергоёмкость. Часть из этих параметров выбирают ориентируясь на существующие конструкции, остальные рассчитывают по известным зависимостям. Все принятые размеры деталей и узлов, их материал, конструктивные формы, технологию изготовления уточняют в процессе испытаний и доводки первых образцов вновь создаваемых конструкций.

2.10.1. Расчет молоткового измельчающего аппарата

Расчет молоткового измельчающего аппарата можно проводить в такой последовательности.

1. Воспользовавшись формулой (114) производительности измельчителя

$$Q = k_{1 \text{ изм}} k_L \frac{v}{\lambda - 1} \cdot D^2$$

и приняв, ориентируясь на существующие конструкции значения коэффициента пропорциональности $k_{1 \text{ изм}}$, окружной скорости v , степени измельчения λ и коэффициента длины $k_L = \frac{L}{D}$, вычислить диаметр молоткового барабана:

$$D = \sqrt{\frac{Q(\lambda - 1)}{k_{1 \text{ изм}} k_L v}} \quad (219)$$

и округлить его до размера нормального ряда.

2. Вычислить частоту вращения барабана:

$$n = \frac{60 v}{\pi D}$$

3. Определить отношение $\frac{l_k}{a}$ приведенной длины l_k к общей длине a молотка по выражению (180), полученному из условия предупреждения передачи ударов молотков на их оси (см. выше 2.84).

4. По зависимости (182) определить приведенную длину молотка.

5. По найденным значениям l_k , отношению $\frac{l_k}{a}$, приня-

тым отношениям $k_1 = \frac{l_T}{a}$, $k_2 = \frac{b}{a}$, $k_3 = \frac{d}{a}$, $\frac{R_{\Pi}}{l_K} = 2,25$ или

$\frac{R_{\Pi}}{l_K} = 4$ последовательно определить длину a , ширину b , диаметр d отверстия молотка, расстояние l_T от центра удара до конца молотка, радиус R_{Π} окружности, на которой расположены центры осей подвеса (пальцев) молотков.

6. По выражению (176) определить расстояние c от оси подвеса до центра ЦМ массы молотка.

7. Ориентируясь на существующие конструкции, выбирают число молотков на барабане, их толщину, схему развертки.

8. По производительности Q т/ч и энергоемкости $q_{эл}$ кВт·ч/т процесса измельчения определить мощность, потребную на процесс измельчения,

$$P_{изм} = q_{эл} (\lambda - 1) Q.$$

9. По выражению (134)

$$P = (1,15 \dots 1,20) P_{изм},$$

вычислить полную мощность, потребную для привода измельчителя с учетом расхода энергии на холостой ход, вентиляционные и другие потери.

10. Определить обобщенный показатель энергоемкости и качества измельчения

$$q_{эк} = \frac{P}{Q_{ч} k_{онм} (\lambda - 1)}.$$

Ниже приведен пример расчета молоткового измельчающего аппарата производительностью $Q = 10$ т/ч $\cdot 278$ кг/с, для измельчения соломы со средней длиной измельчаемых стеблей $L_s = 180$ мм на сечку со средней (расчетной) длиной частиц $l_s = 40$ мм.

1. Расчетный диаметр молоткового барабана

$$D_p = \sqrt{\frac{Q(\lambda - 1)}{k_{1 из} k_{L, v}}} = \sqrt{\frac{10 \cdot (4,5 - 1)}{1,1 \cdot 2 \cdot 60}} = 0,515 \text{ м.}$$

где степень измельчения $\lambda = \frac{L_s}{l_s} = \frac{180}{40} = 4,5$; принятые в расчете значения коэффициента пропорциональности $k_{1 изм} = 1,1$

(см. табл. 20); коэффициента длины $k_L = \frac{L}{D} = 2$; принятая в расчете скорость крайних точек молотка $v=60$ м/с.

Округляем до ближайшего по таблице нормальных линейных размеров (по ГОСТ 6636—69), $D=0,5$ м=500 мм.

2. Расчетная длина барабана

$$L_p = k_L D = 2 \cdot 0,515 = 1,03 \text{ м.}$$

Длина барабана, соответствующая округленному значению диаметра,

$$L = \frac{D_p L_p}{D} = \frac{0,515 \cdot 1,03}{0,5} = 1,06 \text{ м} = 1060 \text{ мм}$$

3. Отношение приведенной длины молотка к его общей длине

$$\begin{aligned} \frac{l_k}{a} &= (0,5 - k_1) \left(1,5 - 0,318 \frac{k_2}{k_3} \right) + \\ &+ \sqrt{0,25 \left[(0,5 - k_1) \left(0,637 \frac{k_2}{k_3} - 1 \right) \right]^2 + 0,053 k_2 \frac{1 + k_2^2}{k_3^2} - 0,125 k_3^2} = \\ &= (0,5 - 0,15) \left(1,5 - 0,318 \frac{0,5}{0,18^2} \right) + \\ &+ \sqrt{0,25 \left[(0,5 - 0,15) \cdot \left(0,637 \frac{0,5}{0,18^2} - 1 \right) \right]^2 + 0,053 \cdot 0,5 \frac{1 + 0,5^2}{0,18^2} -} \\ &\quad - 0,125 \cdot 0,18^2 = 0,709, \end{aligned}$$

где принятые в расчете значения отношений

$$k_1 = \frac{l_m}{a} = 0,15; \quad k_2 = \frac{b}{a} = 0,5; \quad k_3 = 0,18.$$

4. Приведенная длина молотка

$$l_k = \frac{D}{2 \left(1 + \frac{R_n}{l_k} + \frac{l_{n1}}{l_k} \right)} = \frac{500}{2 (1 + 2,25 + 0,21)} = 72,25 \text{ мм,}$$

где отношение $\frac{R_n}{l_k}$ принято равным 2,25,

$$\frac{l_T}{l_k} = k_1 \cdot \frac{l_k}{l_a} = 0,15 : 0,709 = 0,21.$$

5. Общая длина молотка

$$a = l_k : \left(\frac{l_k}{a} \right) = 72,25 : 0,709 = 101,9 \text{ мм};$$

округляем до $a = 102 \text{ мм}$.

Ширина молотка $b = k_2 a = 0,5 \cdot 102 = 51 \text{ мм}$;

округляем до $b = 50 \text{ мм}$.

Диаметр отверстия молотка

$d = k_3 a = 0,18 \cdot 102 = 18,36 \text{ мм}$; округляем до $d = 20 \text{ мм}$.

Радиус окружности, на которой расположены оси подвеса молотков,

$$R_{\text{п}} = 2,25 l_k = 2,25 \cdot 72,25 = 162,5 \text{ м},$$

а диаметр этой окружности

$$D_{\text{п}} = 2R_{\text{п}} = 2 \cdot 162,5 = 325 \text{ мм}.$$

Расстояние от центра удара до конца молотка

$$l_{\text{г}} = k_1 a = 0,15 \cdot 102 = 15,3 \text{ мм}.$$

6. Расстояние от оси подвеса до центра массы молотка

$$c = -0,5 A + \sqrt{0,25 A^2 + B} = -0,5 \cdot 254 +$$

$$+ \sqrt{0,25 \cdot 254^2 + 8682} = 30 \text{ мм};$$

где

$$A = (0,5 a - l_m) \cdot \left(2 \frac{ab}{\pi d^2} - 1 \right) =$$

$$= (0,5 \cdot 102 - 15,3) \cdot \left(2 \frac{102 \cdot 50}{3,14 \cdot 20^2} - 1 \right) = 254;$$

$$B = \frac{ab(a^2 + b^2)}{6\pi d^2} - \frac{d^2}{8} = \frac{102 \cdot 50 \cdot (102^2 + 50^2)}{6 \cdot 3,14 \cdot 20^2} - \frac{20^2}{8} = 8682.$$

7. Ориентируясь на современные конструкции измельчителей, число молотков принимаем равным 40, число осей подвеса 4, толщину молотков $\delta = 10 \text{ мм}$, расположение молотков на развертке — шахматное.

8. Приняв среднееарифметическое значение из приведенных в таблицах 8 и 9 для измельчителей ИРТ-165 значений энергоемкости процесса $q_{э\lambda} = 3,87$ кВт·ч/т, найдем ориентировочное значение мощности, требуемой на процесс измельчения при производительности $Q = 10$ т/ч и при степени измельчения $\lambda = 4,5$:

$$P_{\text{изм}} = q_{э\lambda} (\lambda - 1) Q = 3,87 \cdot 3,5 \cdot 10 = 135,5 \text{ кВт.}$$

9. Мощность двигателя, потребного для измельчителя,

$$P = (1,15 \dots 1,2) \cdot P_{\text{изм}} = (1,15 \dots 1,2) \cdot 135,5 = \\ = 145,7 \dots 162,5 \text{ кВт.}$$

Выбираем двигатель мощностью $P = 160$ кВт.

10. Обобщенный показатель энергоемкости и качества измельчения

$$q_{\text{эк}} = \frac{P}{k_{\text{опт}} (\lambda - 1) Q} = \frac{160}{0,6 \cdot (4,5 - 1) \cdot 10} = 7,5 \text{ кВт·ч/т,}$$

где $k_{\text{опт}} = 0,6$ — принятое нами в расчете значение показателя качества измельчения.

Найденные значения размеров барабана, молотков, требуемой мощности, показателя энергоемкостного процесса соответствуют технико-экономическим характеристикам измельчителей такого типа. Существенного снижения (1,5...2 раза) энергоемкости вновь разрабатываемых конструкций измельчителей можно достичь, применив для них молотки с лезвиями или с режущими сегментами. В этом нас убеждает опыт использования молотков с лезвиями на измельчителях ИРМА-15 (см. табл. 8 и 9), ИРМА-50, а также опыты, проведенные в институте МИМСХ.

2.10.2. Расчет ножевого барабанного измельчающего аппарата

Геометрические соотношения между размерами элементов ножевого барабана, используемые для его расчета, устанавливаются из анализа развертки барабана.

Спиральные лезвия ножей представляются в развертке барабана (рис. 109, б) отрезками прямых, наклонных под углами скольжения к образующим цилиндра, описываемого этими лезвиями при вращении барабана. Длина окружности Лоб барабана через его диаметр D выражается зависимо-

стью $L_{об} = \pi D$, а через длину секции $l_{сек}$ барабана, число z ножей и угол скольжения τ (см. рис. 109, б) $L_{об} = z l_{сек} \operatorname{tg} \tau$.

Из равенства $\pi D = z l_{сек} \operatorname{tg} \tau$, диаметр барабана

$$D = z l_{сек} \frac{\operatorname{tg} \tau}{\pi} \quad (220)$$

Сила Фрез сопротивления резанию измеряемого материала пропорциональна длине Δl рабочего участка ножа и как величина Δl изменяется по закону трапеции от нуля до максимума $F_{max} = F_{рез} = \sigma_p \Delta l \delta_d = \sigma_p h \operatorname{tg} \tau \delta_d$ и затем снова до нуля (рис. 109, б). С целью достижения равномерной нагрузки на барабан ножи его иногда устанавливают с некоторым перекрытием $\delta_{пр}$ (см. рис. 109, б). При наличии перекрытия диаметр барабана определяется из выражения:

$$D = z \frac{l_{сек} \operatorname{tg} \tau + \delta_{пр}}{\pi} \quad (220, a)$$

Для облегчения балансировки барабана и сохранения ее при снятии части ножей (с целью регулирования длины частиц сечки) число ножей берут кратным и обычно равным 4, 6, 8. С увеличением числа ножей диаметр барабана увеличивается, но при этом может быть снижена частота его вращения.

Только барабаны длиной до 0,7...1,0 м делают односекционными. В связи со сложностью штамповки длинных спиральных ножей, длинные ножевые барабаны, применяемые обычно в силосных комбайнах, делают многосекционными с числом секций $n_{сек} = 2...4$. Когда нет перекрытий ножей на промежуточных дисках (см. рис. 21) при числе $n_{сек}$ секций и длине барабана L , длина секции

$$l_{сек} = \frac{L}{n_{сек}} \quad (221)$$

Для обеспечения менее энергоемкого скользящего резания угол скольжения τ (равный углу защемления χ) не должен превышать суммы углов трения массы: $\Phi_1 \rightarrow$ о кромку противорезающей пластины и Φ_2 о лезвие ножа, т. е.

$$\tau = \chi \leq \Phi_1 + \Phi_2.$$

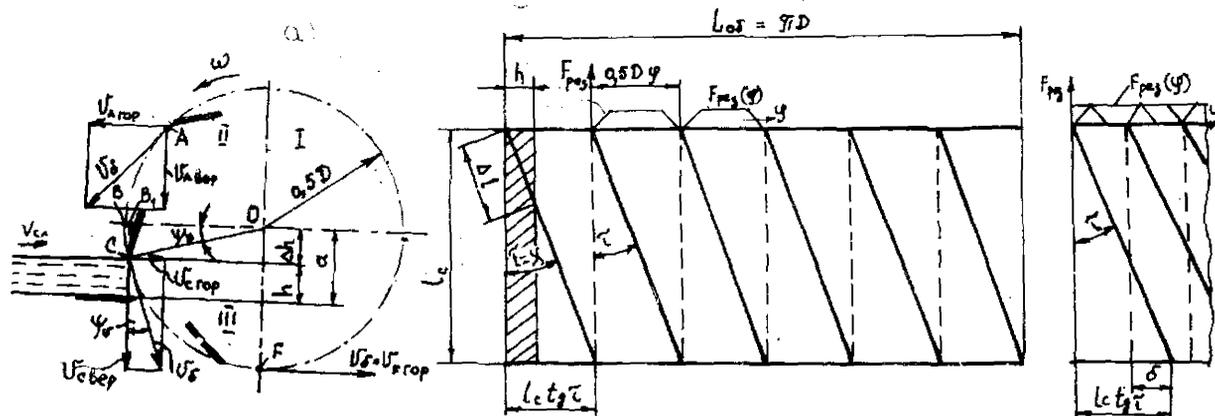


Рис. 109. Схема (а) к определению высоты расположения оси ножевого барабана над противорезущей пластиной; развертка барабана с ножами, расположенными без перекрытия (б) и с перекрытием (в).

В соответствии с экспериментальными данными угол скольжения следует выбирать равным $\tau = 20 \dots 30^\circ$, что находится в пределах углов защемления для зеленой массы $\chi = 30 \dots 40^\circ$; для соломы $\chi = 20 \dots 60^\circ$.

Из развертки барабана (рис. 109, б) видно также, что длина дуги развертки между смежными ножами

$$0,5 D \varphi_{\lambda} = l_{\text{сек}} \operatorname{tg} \tau,$$

откуда угол закручивания ножа в радианах

$$\varphi_{\lambda} = l_{\text{сек}} \frac{\operatorname{tg} \tau}{0,5 D}.$$

Ножи с меньшим углом закручивания менее сложны в штамповке, поэтому угол φ_{λ} берут не более $90^\circ = 1,57$ радиан, т. е.

$$\varphi_{\lambda} = l_{\text{сек}} \frac{\operatorname{tg} \tau}{0,5 D} \leq 1,57. \quad (222)$$

Рациональное расположение оси барабана относительно противорежущей пластины определяется из анализа величины направления горизонтальной $v_{\text{гор}}$ и вертикальной $v_{\text{вер}}$ составляющих окружной скорости v_0 кромки лезвий ножа барабана. При расположении кромки лезвия ножа во II четверти окружности (рис. 109, а) горизонтальная составляющая $v_{\text{гор}}$ скорости барабана либо будет направлена против скорости $v_{\text{сл}}$ движения слоя (например, в точке А), либо равна нулю (например, в точке В) и будет препятствовать поступлению измельчаемого материала под действие ножа. При расположении лезвия в конце III четверти окружности (в точке F) вертикальная составляющая $v_{\text{вер}}$ скорости кромки будет равна нулю, и нож, скользя по подаваемому слою, не будет резать корм. Следовательно, кромка лезвия ножа в момент начала резания должна находиться у такой точки С второй четверти окружности барабана, у которой горизонтальная составляющая $v_{\text{гор}}$ скорости не меньше $v_{\text{сл}}$ скорости слоя, а вертикальная составляющая $v_{\text{вер}}$ не равна нулю. При минимально допустимой высоте a_{min} расположения оси барабана над противорежущей пластиной горизонтальная составляющая скорости кромки лезвия должна равняться скорости слоя:

$$v_{\text{с гор}} = v_{\text{сл}},$$

Из подобия треугольника $ОВВ_1$ и треугольника скорости $v_{с\text{ вер}} v_{с\text{ гор}} v_6$ (треугольники подобны потому, что они прямоугольны и имеют равные острые углы $\Psi_H = \Psi_V$)

$$\frac{BC}{CO} = \frac{v_{с\text{ гор}}}{v_6},$$

откуда

$$BC = CO \frac{v_{с\text{ гор}}}{v_6}.$$

Но так как (см. рис. 109, а) $BC = \Delta h = \Delta h_{\min}$, $CO = 0,5D$, $v_{с\text{ гор}} = v_{сл}$, то минимальная высота расположения оси барабана над поверхностью подаваемого на измельчения слоя (материала)

$$\Delta h_{\min} = 0,5 D \frac{v_{сл}}{v_6}. \quad (223)$$

Скорость $v_{сл} = \frac{l_{рас} \omega}{60}$, а окружная скорость барабана $v_6 = \frac{\pi D n}{60}$. Подставив эти значения скоростей в (223), получим

$$\Delta h_{\min} = 0,158 z l_{рас}. \quad (224)$$

При высоте h подаваемого на измельчение слоя материала, высота расположения оси барабана над противорезущей пластиной

$$a \geq h + \Delta h_{\min} = h + 0,158 z l_{рас}. \quad (225)$$

Предельная высота h_{\max} горловины измельчающей камеры ограничена диаметром барабана (рис. 109, а):

$$h_{\max} = 0,5 D - \Delta h_{\min} = 0,5 D \left(1 - \frac{v_{сл}}{v_6}\right).$$

Однако, при таком значении h кромка лезвия будет находиться у точки F , у которой $v_{с\text{ вер}} = 0$, поэтому у существующих конструкций измельчителей h_{\max} не превосходит $0,25D$ и высоту горловины принимают

$$h \leq 0,25D. \quad (226)$$

При расчете измельчающих барабанов силосных комбайнов длину барабана L , следовательно, и длину горловины b принимают равной ширине захвата B комбайна ($L=b=B$), а высоту горловины определяют из выражения (107) для пропускной способности измельчителя

$$Q_c = 60 \rho z n_6 l_{pac} h b ,$$

откуда

$$h = \frac{Q_c}{60 \rho z n_6 l_{pac} L} , \quad (227)$$

где пропускную способность принимают [59] в 1,42...2 раза больше производительности, а объемный вес сжатого слоя соломы $\rho=0,054$ т/м³, сена $\rho=0,106$ т/м³, зеленой массы $\rho=0,234$ т/м³, силоса $\rho=0,405$ т/м³.

Ниже приведен пример расчета измельчающего аппарата силосного комбайна с рабочим захватом $B=2,6$ м и производительностью $Q=20$ кг/с=72 т/ч.

Длина барабана измельчителя принимается равной ширине захвата комбайна: $L=B=2,6$ м. В связи с большой длиной барабана для облегчения штамповки его ножей принимаем число секций барабана $n_{сек}=4$.

Длина секций по формуле (221)

$$l_{сек} = \frac{L}{n_{сек}} = \frac{2,6}{4} = 0,65 \text{ м} .$$

Число ножей на одной секции принимаем $z=6$. Диаметр барабана по зависимости (220)

$$D = z l_{сек} \frac{tg \tau}{\pi} = 6 \cdot 0,65 \frac{tg (20^\circ \dots 30^\circ)}{3,14} = 0,45 \dots 0,77 \text{ м} .$$

Для обеспечения компактности конструкции диаметр барабана принимаем равным $D=0,5$ м.

Из выражения (220) уточненное значение угла скольжения

$$\tau = \arcs tg \frac{\pi D}{z l_{сек}} = \arcs tg \frac{3,14 \cdot 0,5}{6 \cdot 0,65} = 21^\circ 54' .$$

что находится в пределах рекомендуемых значений $\tau=20 \dots 30^\circ$.

Угол закручивания ножа по зависимости (222)

$$\varphi_3 = \frac{l_{\text{сек}} \operatorname{tg} \tau}{0,5 D} = \frac{0,65 \cdot 0,402}{0,5 \cdot 0,5} = 1,05 \text{ рад,}$$

что удовлетворяет условию (222), $\varphi < 1,57$ рад.

Найденные расчетом и принятые здесь параметры барабана соответствуют барабану измельчителя силосного комбайна КСК-2,6 (рис. 21).

Расчетная высота слоя материала, подаваемого к измельчаемому аппарату, по выражению (227)

$$h = \frac{(1,42 \dots 2) Q}{60 \rho z n_6 l_{\text{рас}} L} = \frac{(1,42 \dots 2) \cdot 72}{60 \cdot 0,234 \cdot 6 \cdot 1150 \cdot 0,02 \cdot 2,6} =$$

$$= 0,021 \dots 0,03 \text{ м,}$$

где плотность сжатого слоя зеленой массы, подаваемой к измельчающему аппарату, $\rho = 0,234 \text{ т/м}^3$, частота вращения барабана принята $n_6 = 1150 \text{ об/мин}$, расчетная длина измельченных частиц $l_{\text{рас}} = 0,02 \text{ м}$. Так как $h \approx 0,03 \text{ м} < h_{\text{max}} = 0,25 \cdot D = 0,125 \text{ м}$, то условие (226) тоже выполнено.

Минимальная высота расположения оси барабана: над поверхностью слоя по выражению (224)

$$\Delta h_{\text{min}} = 0,158 l_{\text{рас}} z = 0,158 \cdot 0,02 \cdot 6 = 0,019 \text{ м;}$$

над поверхностью противореза по (225)

$$h + \Delta h_{\text{min}} = 0,03 + 0,019 = 0,049 \text{ м.}$$

Принимаем $\Delta h = 20 \text{ мм}$, $a = 50 \text{ мм}$.

Длина нагруженного участка лезвия одного ножа (см. рис. 108)

$$\Delta l = h : \operatorname{tg} \tau = 3 : \operatorname{tg} 20,9^\circ \approx 7,6 \text{ см.}$$

Из условия

$$v_{\text{сл}} = v_{\text{с соп}} = v_6 \sin \Psi_v = \frac{\pi D n_6}{60} \cdot \frac{\Delta h}{0,5 D} = \frac{\pi n_6 \Delta h}{30},$$

скорость подачи измельчаемого слоя материала

$$v_{\text{сл}} = \frac{3,14 \cdot 1150 \cdot 0,02}{30} = 2,4 \text{ м/с.}$$

Критическое усилие — усилие резания

$$F_{рез} = \Delta l \delta_{лез} \delta p = 76 \cdot (0,03 \dots 0,1) \cdot (10 \dots 15) = 22,8 \dots 114 \text{ Н},$$

где длина нагруженного участка лезвия $\Delta l = 7,6 \text{ см} = 76 \text{ мм}$; толщина лезвия $\delta_{лез} = 30 \dots 100 \text{ мкм} = 0,03 \dots 0,1 \text{ мм}$ (при $\delta_{лез} = 100 \text{ мкм}$ надо проводить заточку лезвия);

разрушающая критическое контактное напряжение для слоя стеблей травы (см. табл. 16) $\sigma_p = 10 \dots 15 \text{ Н/мм}^2$.

Мощность, затрачиваемая на процесс измельчения травы

$$P_{изм} = \frac{M_k \omega}{1000} = \frac{F_{рез} 0,5 D z_1 \pi n_6}{1000 \cdot 30} \\ = \frac{(22,8 \dots 114) \cdot 0,5 \cdot 0,5 \cdot 4 \cdot 3,14 \cdot 1150}{1000 \cdot 30} = 2,8 \dots 13,6 \text{ кВт.}$$

где $z_1 = 4$ — число одновременно работающих ножей барабана с двумя парами секций ножей правой и левой спирали (см. рис. 21).

С учетом, что расход энергии на холостой ход и на вентиляцию составляют 15...20% и расход на метание измельченных частиц составляет от 10 до 25% от расхода на процесс измельчения, полная мощность, потребная на привод измельчающего аппарата, составит

$$P = [(1,15 \dots 1,20) + (1,10 \dots 1,25)] P_{изм} = (1,25 \dots 1,45) \cdot (2,8 \dots 13,6) = 3,4 \dots 19,8 \text{ кВт.}$$

Подбор двигателя и расчет мощности, требуемой для привода измельчающего аппарата, проводим по максимальному значению $P = 20 \text{ кВт}$. Это позволит использовать комбайн для уборки на силос и кукурузы и подсолнечника, у которых разрушающие контакты напряжения σ_p значительно больше, чем у травы (см. таблицу 20).

Максимальная энергоемкость измельчителя

$$q = \frac{P_{max}}{Q} = \frac{20}{20} = 1,0 \text{ кДж/кг} = 0,28 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т},$$

что находится в пределах энергоемкости существующих конструкций ножевых барабанных измельчающих аппаратов.

ЛИТЕРАТУРА

1. Алексеев В. А., Спорых В. В. Измельчение зерновых кормов с последующим просеиванием дерти//Тр. Саратовского института мех. с. х., 1970. — Вып. 4. — С. 14—20.
2. Алешкин В. Р., Роцин П. И. Механизация животноводства. — М.: Агропромиздат, 1985. — 336 с.
3. Андреев П. В. Исследование износостойкости молотков дробилок при измельчении зерна. Механизация с.-х. производства// Записки/Ленинградского с.-х. института. — Л.: 1969. — Т. 143. — Вып. 2.
4. Бать М. И. и др. Теоретическая механика в примерах и задачах/М. И. Бать, Г. Ю. Джапелидзе, А. С. Кельзон. — М.: Наука, 1966. — Т. II. — 663 с.
5. Боярский А. Г., Дзарданов Д. В. Производство и использование кормов в промышленном животноводстве. — М.: Россельхозиздат, 1980. — 159 с.
6. Биргер И. А. и др. Расчеты на прочность деталей машин/И. А. Биргер, Б. Ф. Шорр, Р. М. Шнейдорович. — М.: Машиностроение, 1966. — 616 с.
7. Власов Ю. А. Допускаемый износ молотков кормодробилок// Механизация и электрификация социалистического с. х. — 1972. — № 2. — С. 45—46.
8. Гаврилов Н., Саратовский В. Продление срока службы дробильных молотков//Техника в с. х. — 1971. — № 2. — С. 60—61.
9. Гернет М. М. Геометрия масс рабочих органов машин для измельчения зерна//Тр. Московского института пищевой промышленности. — М.: 1952. — Т. II. — С. 173—200.
10. Гернет М. М. Курс теоретической механики. — М.: Высшая школа, 1970. — 440 с.
11. Гернет М. М. Уравновешивание вращающихся масс молотковых мельниц//Науч. тр. ВНИИзерна и продуктов его переработки.— М.: Госиздат, 1949. — С. 5—59.

12. Гернет М. М., Ротобылский В. Ф. Определение моментов инерции. — М.: Машиностроение, 1969. — 247 с.
13. Гнеденко Б. В. Курс теории вероятности. — М.: Наука, 1969. — 400 с.
14. Голиков В. А., Гамбург Е. М., Пашевкин О. Б. Кормоцехи. — Алма-Ата: Кайнар, 1982. — 184 с.
15. Горячкин В. П. Теория соломосилосорезки//Теория, конструкция и производство с.-х. машин. — М.-Л., 1936. — Т. 4. — С. 226—264.
16. Грубые корма и их использование/Под ред. М. Ф. Куликова, К.: Урожай, 1978. — 128 с.
17. Дедаев Г. А., Насонов Н. А. Пути снижения энергозатрат в кормопроизводстве. ВАСХНИЛ. — М.: ВНИИТЭИСХ, 1986. — 41 с.
18. Егоров Т. И. Исследование влияния параметров режущего инструмента на процесс резания лезвием: Авторсф. дис. канд. техн. наук. — М.: ВММЭ, 1947. — 26 с.
19. Иванов М. Н. Детали машин. — М.: Высшая школа, 1967. — 431 с.
20. Клейс И. Р., Ууэмыс Х. Х. Износостойкость элементов измельчителей ударного действия. — М.: Машиностроение, 1986. — 158 с.
21. Комбайн силосоуборочный КС-2,6: Руководство по эксплуатации/завод Гомсельмаш. — Минск, Польша, 1970. — 136 с.
22. Комбайн кукурузоуборочный самоходный: Техническое описание и инструкция по эксплуатации/Херсонский комбайновый завод им. Г. И. Петровского. — Киев: Реклама, 1987. — 158 с.
23. Кормодробилка КДУ-2,0-1 «Украинка»: Техническое описание и инструкция по эксплуатации/Новград-Волын. завод с.-х. машин.—Новград-Волынский: Облполиграфиздат, 1984. — 40 с.
24. Крагельский И. В. О методике определения трения скольжения несмазанных поверхностей. Трение и износ в машинах//Доклады и выступления. — М., Л.: АН СССР, 1940.
25. Краплин М. А., Петина М. П. Теоретическое обоснование закономерности распределения длин продукта после измельчения//Проектирование рабочих органов с.-х. машин. — Ростов-на-Дону, 1967. — С. 147—151.
26. Кукта Г. М. Машины и оборудование для приготовления кормов. — М.: Агропромиздат, 1987. — 304 с.
27. Кукта Г. М. Технология переработки и приготовления кормов. — М.: Колос, 1978. — 240 с.
28. Кулаковский И. В., Кирпичников Ф. С., Резник Е. И. Машины и оборудование для приготовления кормов. Справочник. — М.: Россельхозиздат, 1987. — Часть I. — 286 с.; 1988 — часть II. — 288 с.
29. Лесничий А. Перестановка молотков дробилок кормов//Техника в с. х. — 1976. — № 3. — С. 29.
30. Лузин В. А. Переоборудование измельчителя ИРТ-165//Техника в с. х. — 1984, № 10. — С. 60—61.

31. Манусев П. Г. Удаление из стебельчатых кормов металлических примесей//Техника в с. х. — 1983, № 7. — С. 21—22.
32. Мейлахс И. И. Оценка качества измельчения сочных кормов//Механизация и электрификация социалистического с. х. — 1968, № 9. — С. 48—49.
33. Мейлахс И. И. Показатель оптимизации измельчающих аппаратов//Механизация и электрификация социалистического с. х. — 1975, № 1. — С. 43—44.
34. Мельников С. В. Динамические режимы работы молотковых кормодробилок//Механизация с.-х. производства. Записки/ЛСХИ.— Л.: 1969. Т. 143. — Вып. 2. — С. 3—8.
35. Мельников С. В. Механизация и автоматизация животноводческих ферм. — Л.: Колос, 1978. — 560 с.
36. Мельников С. В., Панова В. С. О движении системы «барабан—молоток» дробилки//Механизация с.-х. производства. Записки/ЛСХИ. — Л., 1969. — Т. 143. — Вып. 2. — С. 9—16.
37. Механизация приготовления кормов. Справочник/Под ред. В. И. Сыроватко. — М.: Агропромиздат, 1985. — 367 с.
38. Мжельский Н. И., Смирнов А. И. Справочник по механизации животноводческих ферм и комплексов. — М.: Колос, 1984. — 336 с.
39. Москалева В. Е. Строение древесины и ее изменения при физических и механических воздействиях. — М.: АН СССР, 1957. — С. 139.
40. Мостеллер Ф. Пятьдесят занимательных вероятностных задач с решениями. — М.: Наука, 1971. — 103 с.
41. Особов В. И., Васильев Г. К. Сеноуборочные машины и комплексы. — М.: Машиностроение, 1983. — 304 с.
42. ОСТ ГО-19.2—83. Испытание сельскохозяйственной техники. Машины и оборудование для приготовления кормов. Программа и методы испытаний. СССР, отраслевой стандарт. — М.: 1983. — 118 с.
43. Оценка параметров, влияющих на износ молотков дробилок/Л. Л. Роговский, А. Н. Сокол, Г. И. Остапенко//Совершенствование процессов и рабочих органов с.-х. машин, организация и технология ремонта сельхозмашин/УСХА. — К., 1982. — С. 104—107.
44. Панова В. С. Об относительном движении молотков ротора дробилки//Вопросы механизации. Тр. Таджикского с.-х. института. — Душанбе. — 1972. — Т. 16. — С. 268—278.
45. Пановко Я. Г. Свободные и вынужденные колебания стержней и стержневых систем//Прочность. Устойчивость. Колебания. — М.: Машиностроение, 1968. — Т. 3. — С. 285—346.
46. Петров В. А. О сжатии слоя стеблей грубых кормов//Эксплуатация и ремонт с.-х. техники. — Ростов-на-Дону, 1972. — С. 132—135.

47. Повышение качества и эффективности использования кормов//В. И. Игловиков, А. И. Ильяшев, В. Н. Киресв и др.//Под ред. М. А. Смурыгина. — М.: Колос, 1983. — 317 с.

48. Приспособление универсальное ПУН-5 к комбайну СК-5 «Нива» для уборки незерновой части урожая. Завод Калитвасельмаш.— Шахты. Ростоблукриздат, 1980. — 72 с.

49. Пустыгин М. А. Теория и технологический расчет молотильных устройств. — М.: Сельхозгиз, 1948.

50. Рахматулин Х. А., Демянов Ю. А. Прочность при интенсивных кратковременных нагрузках. — М.: 1961.

51. Ребиндер П. А. Физико-химические исследования процесса деформации твердых тел//Сб. АН СССР. — М.—Л.: АН СССР, 1946.

52. Ревенко И. И. Повышение эффективности и качества переработки кормов молотковыми измельчителями. Автореф. дис... д-ра техн. наук. — Ереван, 1985. — 33 с.

53. Ревенко И. И. Технологический эффект и обоснование качественных показателей измельчения кормов//Вісник с.-г. науки. — 1976. — № 12. — С. 76—80.

54. Резник Е. И. Методика оценки показателей качества работы дробилок-измельчителей//Научн.-техн. бюл. по электрификации с. х./ВЧЭСХ. — М.; 1979. — Вып. 3 (39). — С. 74—79.

55. Резник Е. И. Машины и оборудование для обработки грубых кормов. — М.: Россельхозиздат, 1984. — 80 с.

56. Резник Е. И. Механизация обработки грубых кормов на животноводческих фермах. Обзорная информация//ВНИИТЭИСХ. — М.: 1982. — 74 с.

57. Резник Е. И. Основы технологического проектирования погружчиков-измельчителей грубых кормов//Тракторы и с.-х. машины. — 1983. — № 5. — С. 20—23.

58. Резник Е. И., Рыжов С. В. Оценка качества измельчения грубых кормов//Техника в с. х. — 1986. — № 4. — С. 28—29.

59. Резник Н. Е. Взаимодействия лезвия с материалом в процессе его резания и износ лезвия//Повышение износостойкости и долговечности режущих элементов с.-х. машин/ИНТИП — Минск, 1967.— С. 5—17.

60. Резник Н. Е. Теория резания лезвием и основы расчета режущих аппаратов. — М.: Машиностроение, 1975. — 312 с.

61. Решетов Д. Н. Детали машин. — М.: Машиностроение, 1964.— 723 с.

62. Рыбаков В. Н. и др. Вероятностный метод решения задачи рационального измельчения растительных остатков/В. Н. Рыбаков, Р. Ф. Баев, В. В. Баев//Механизация и электрификация социалистического с.-х. — 1976. — № 11. С. 47—48.

63. Рыжов С. В. Механизация переработки соломы на корм. — М.: Колос, 1983. — 239 с.

64. Сабликов Н. В. Исследование процесса резания стеблей ножами соломо-силосорезок//Тр. Ташкентского института механизации с. х. — Ташкент, 1957. — Вып. 6. — С. 106—109.

65. Свирский Г. Г. Теоретико-вероятностное определение фракционного состава измельченной массы//Совершенствование механико-технологических процессов переработки с.-х. продукции. — Кишинев, 1983. — С. 29—34.

66. Свирский Г. Г., Иванченко Л. Я. Влияние основных параметров рабочих органов измельчающего аппарата на длину резки стеблей//Совершенствование механико-технологических процессов переработки с.-х. продукции. — Кишинев, 1983. — С. 35—42.

67. Словарь-справочник по трению, износу и смазке деталей машин. Е. П. Шведов, Д. Я. Равинский, В. Д. Зозуля, Э. Д. Браун: — Киев: Наукова думка, 1979. — 188 с.

68. справочник конструктора с.-х. машин. — М.: Машиностроение, 1969. — Т. 3. — 744 с.

69. справочник по механизации животноводства/С. В. Мельников, В. В. Калюга, Е. Е. Хазанов и др. — Л.: Колос, 1983. — 386 с.

70. Сыроватка В. И. Основные закономерности процесса измельчения зерна в молотковой дробилке//Электрификация с. х.: Науч. тр. ВИЭСХ. — М.: 1964. — Т. XIV. — С. 87—157.

71. Сысоев А. Г. Закономерность распределения размеров частиц измельченных грубых кормов//Механизация и электрификация в животноводстве и кормопроизводстве: Сб. научн. тр. Кировского с.-х. института. — Пермь, 1981. — Т. 72. — С. 20—26.

72. Тімановський О., Журавель В. Шляхи збільшення строку служби дробарки КДМ-2,0//Механізація с. г. — 1976. — № 10. — С. 23.

73. Ткач В. Д., Пилипенко А. Н. Исследование процесса внедрения ножа в слой стебельных материалов//Исследование и конструирование машин для животноводства и кормопроизводства. — К.: 1978. — Вып. 4. — С. 3—10.

74. Ткачев В. Н., Смолт М. С., Фиштейн Б. М. Повышение долговечности ножей фуражира ФН-1,2 и скирдореза СНТ-7 индукционной наплавкой твердыми сплавами//Повышение износостойкости и долговечности режущих элементов с.-х. машин/ИНТИП. — Минск, 1967. — С. 121—131.

75. Тугумбаев К. У. Совершенствование рабочих органов измельчителя грубых кормов молоткового типа. Автореф. дис... канд. техн. наук/Рязанский с.-х. институт. — Рязань, 1990. — 21 с.

76. Федосеев Б. Ф., Егоров В. Г., Мурадханян Л. К. Механизация уборки и подготовки соломы к скармливанию. — М.: Московский рабочий, 1983. — 128 с.

77. Феодосьев В. Н. Сопротивление материалов. — М.: Наука, 1970. — 544 с.

78. Филиппова А. Г. Исследование рабочего процесса молотковой дробилки с целью повышения качества размола и срока службы: Автореф. дис... канд. техн. наук/Кубанский с.-х. институт. — Краснодар, 1975. — 27 с.

79. Фридман Я. Б. Современное представление о механических свойствах металлов. — М.: Машгиз, 1949.

80. Элли А. Я., Ермичев В. А. К вопросу о выборе методики определения качества измельчения кормов//Экспресс-информация. Механизация с.-х. производства. Новая техника и методы ее испытания/ЦНИИТЭИ Госкомсельхозтехники СССР. — М., 1983. — № 8. — С. 1—3.

81. Эксплуатация технологического оборудования ферм и комплексов//Под ред. С. В. Мельникова. — М.: Агропромиздат, 1986. — 367 с.

82. Яблонский А. А., Норейко С. С. Курс теорий колебаний. — М.: Высшая школа, 1975. — 248 с.

83. Ялпачик Г. С., Ялпачик Ф. Е. Вероятностный фракционный состав измельченных стеблей//Механизация и электрификация с. х. — 1986. № 5. — С. 57—58.

84. Ялпачик Г. С., Ялпачик Ф. Е. До методики розрахунку молотків дробарок кормів//Вісник с.-г. науки. — 1986. — № 10. — С. 75—78.

85. Ялпачик Г. С., Ялпачик Ф. Е. Стандарти на показники якості та енергомосткості процесу подрібнення кормів потрібно поліпшити//Вісник с.-г. науки. — 1988. — № 11. — С. 86—88.

86. Ялпачик Г. С., Ялпачик Ф. Е. Формы изношенных молотков кормодробилок//Совершенствование и организация технологии ремонта с.-х. машин/Сб. научн. тр. УСХА. — Киев, УСХА, 1990. — С. 28—34.

87. Ялпачик Ф. Е. Машины для измельчения рисовой соломы//Молочное и мясное скотоводство. — 1984. — № 8. — С. 45—48.

88. Ялпачик Ф. Е. Коєфіцієнти тертя еспарцетової соломи//Вісник с. г. науки, 1986. — № 12. — С. 64—67.

89. Ялпачик Ф. Е. Защита измельчающих аппаратов//Техника в с. х., 1985. — № 2. — С. 18—20.

90. Ялпачик Ф. Ю., Ялпачик Г. С. Зміни параметрів подрібнюючого апарату, викликані спрацюванням молотків кормодробарок//Вісник с.-г. науки. — 1987. — № 8. — С. 84—92.

91 Ялпачик Ф. Е., Ялпачик Г. С. Критерии энергоемкости измельчителей кормов//Механизация и электрификация с. х. — 1987. — № 1. — С. 24—25.

92. Ялпачик Ф. Е., Ялпачик Г. С. Переработка рисовой соломы на корм. — М.: ВО Агропромиздат, 1988. — 62 с.

93. Ялпачик Г. С., Ялпачик Ф. Ю. Про деякі резерви скорочення витрат енергії на подрібнення соломи//Вісник сільськогосподарської науки, 1985, № 9. — С. 73...79.

94. Ф. Е. Ялпачик, Г. С. Ялпачик. Тенденции в развитии конструкций измельчителей листостебельных кормов. Вісник аграрної науки, № 11, 1991.

95. Ялпачик Ф. Е. Модуль упругости и коэффициент Пуассона рисовой и эспарцетной соломы. Актуальные вопросы использования технологического оборудования в животноводстве. Сб. научн. труд. Киев УСХА, 1991.

О Г Л А В Л Е Н И Е

	Стр.
ВВЕДЕНИЕ	4
1. СОВРЕМЕННЫЕ КОНСТРУКЦИИ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ ЛИСТОСТЕБЕЛЬНЫХ КОРМОВ	7
1.1. Классификация измельчителей	7
1.2. Устройство и процесс работы наиболее распространен- ных конструкций измельчителей листостебельных кормов	15
1.2.1. Молотковые дробилки-измельчители	15
1.2.2. Штифтовые измельчители	32
1.2.3. Измельчители с ножевыми аппаратами	36
1.2.4. Измельчители с комбинированными аппаратами	47
1.2.5. Машины, приспособленные для измельчения рисовой соломы повышенной влажности	55
1.2.6. Поточные технологические линии измельчения гру- бых кормов	69
1.3. Параметры измельчителей кормов	71
1.3.1. Экологические свойства, свойства безопасности и без- вредности измельчителей	72
1.3.2. Показатели качества измельчения кормов	73
1.3.3. Показатели производительности измельчения	79
1.3.4. Приведенные затраты средств на измельчение корма	85
1.3.5. Анализ составляющих приведенных затрат средств на измельчение корма	90
1.3.6. Показатели энергоемкости измельчителей	92
1.3.7. Технические характеристики измельчителей	94

1.4. Тенденции в развитии конструкций измельчителей листостебельных кормов	94
1.5. Основные приемы эффективного использования измельчителей кормов	103
2. ТЕОРИЯ И ОСНОВЫ РАСЧЕТА ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЕЙ	106
2.1. Основы теории измельчения кормов	107
2.2. Физические, механические и технологические свойства листостебельных кормов	113
2.2.1. Физические свойства кормов	113
2.2.2. Механические свойства кормов	116
2.2.3. Технологические свойства кормов	125
2.3. Силовое взаимодействие лезвий с измельчаемым кормом	133
2.3.1. Виды резания	133
2.3.2. Нормальное резание	134
2.3.3. Общий случай резания	137
2.3.4. Экспериментальное изучение процесса резания	139
2.4. Взаимодействие молотков с измельчаемым листостебельным кормом	154
2.5. Теоретико-вероятностные методы прогнозирования качеств измельчения	158
2.6. Улучшение качества измельчения и повышение производительности измельчителей	165
2.7. Баланс мощности, коэффициенты полезного действия и способы снижения энергоемкости измельчителей	173
2.7.1. Баланс мощности и коэффициенты полезного действия измельчителей	173
2.7.2. Способы снижения энергоемкости измельчителей и оценка эффективности способов	185
2.8. Динамика роторов измельчающих аппаратов	197
2.8.1. Уравновешивание роторов	197
2.8.2. Степень неравномерности вращения ротора измельчителя	201
2.8.3. Условия устойчивого движения молоткового ротора	203
2.8.4. Разгрузка осей подвеса молотков от ударных импульсов	211
	289

2.8.5. Расчет на крутильные колебания вала ротора дискового ножевого аппарата	220
2.9. Износостойкость рабочих органов измельчителей и приемы ее повышения	227
2.9.1. Показатели интенсивности износа и износостойкости молотков кормодробилок	227
2.9.2. Изменение геометрических параметров молотков в процессе износа	233
2.9.3. Изменение динамических параметров молотков в процессе износа	241
2.9.4. Способы повышения износостойкости рабочих органов измельчителей	251
2.10. Расчет измельчающих аппаратов	268
2.10.1. Расчет молоткового измельчающего аппарата	269
2.10.2. Расчет ножевого барабанного измельчающего аппарата	273
ЛИТЕРАТУРА	281

ЯЛПАЧИК Федор Ефимович,
ЯЛПАЧИК Гелел Семенович,
КРЫЖАЧКОВСКИЙ Николай Людвигович,
КЮРЧЕВ Владимир Николаевич.

КОРМОДРОБИЛКИ: КОНСТРУКЦИЯ, РАСЧЕТ

Сдано в набор 4.06.92. Подписано в печать 10.09.92. Формат 60x84 1/16.
Бумага книжно-журнальная. Гарнитура литературная. Печать вы-
сокая. Усл. печ. л. 18,25. Уч.-изд. л. 12,59. Тираж 1000 экз. Зак. № 3060.

Мелитопольский институт механизации сельского хозяйства,
332339, г. Мелитополь, ГСП-100, пр. Б. Хмельницкого, 18.

Типография издательства «Коммунар»,
330094, Запорожье, пр. Ленина, 152.