

РОЗДІЛ «МЕХАНІКА. МАШИНОБУДУВАННЯ»

УДК 669.054.8

ЧЕРНИШОВ О.В., ст. викладач
УЗБЕК А.О., магістр

Дніпродзержинський державний технічний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ ОСНОВНИХ ХАРАКТЕРИСТИК МЕТАЛЕВОЇ СТРУЖКИ
З МЕТОЮ ЇЇ ПОДАЛЬШОЇ ПЕРЕРОБКИ

Вступ. Обробка металів різанням супроводжується утворенням великої кількості стружки, характер і стан якої залежать від оброблюваного матеріалу, типу верстата і режимів різання. Незважаючи на широке застосування прогресивних методів виготовлення заготовок, що дозволяють довести коефіцієнт використання металу в машинобудуванні до 0,7, кількість стружки не зменшується, однак лише 50% її повертається в загальний баланс металу, інші 50% безповоротно губляться. Великі втрати відбуваються від корозії, чаду при переплавці, транспортуванні [1].

Постановка задачі. Щоб отримати шихтовий матеріал високої металургійної цінності, необхідно вирішити безліч завдань, пов'язаних з транспортуванням стружки, її класифікацією за хімічним складом, переробкою і кускуванням. Створення нового високоефективного обладнання для цих цілей утруднене, оскільки в деяких випадках необхідно знати характеристики металевої стружки.

Тому цілком досліджень являється визначення основних характеристик металевої стружки.

Результати роботи. Залежно від виду, ступеня забруднення і фракційного стану всю стружку, що утворюється, пропонується класифікувати в залежності від ступеня трудомісткості її переробки. Дана класифікація (табл.1) дозволяє розділити всю стружку

Таблиця 1 – Класифікація металевої стружки за ступенем складності її переробки для металургії

№	Вид стружки	Позначення при класифікації	Стан стружки	Позначення при класифікації	Фракційний стан стружки	Позначення при класифікації	Класифікація стружки
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Суміш високовуглецевої металевої стружки	у	Забруднена маслом	М	мілкоелементна	Е	УМЕ
					в'юноподібна	П	УМП
					змішана	К	УМК
			Забруднена водною емульсією	В	мілкоелементна	Е	УВЕ
					в'юноподібна	П	УВП
					змішана	К	УВК
			Забруднена синтетичною МОР	С	мілкоелементна	Е	УСЕ
					в'юноподібна	П	УСП
					змішана	К	УСК
			Суха	Б	мілкоелементна	Е	УБЕ
					в'юноподібна	П	УБП
					змішана	К	УБК

Продовження таблиці 1

1	2	3	4	5	6	7	8
2	Суміш низьколегованої та низьковуглецевої стружки	Н	Забруднена маслом	М	мілкоелементна	Е	НМЕ
					в'юноподібна	П	НМП
					змішана	К	НМК
			Забруднена водною емульсією	В	мілкоелементна	Е	НВЕ
					в'юноподібна	П	НВП
					змішана	К	НВК
			Забруднена синтетичною МОР	С	мілкоелементна	Е	НСЕ
					в'юноподібна	П	НСП
					змішана	К	НСК
			Суха	Б	мілкоелементна	Е	НБЕ
					в'юноподібна	П	НБП
					змішана	К	НБК
3	Суміш високолегованої стружки та стружки інструментальних сталей	І	Забруднена маслом	М	мілкоелементна	Е	ІМЕ
					в'юноподібна	П	ІМП
					змішана	К	ІМК
			Забруднена водною емульсією	В	мілка	Е	ІВЕ
					в'юноподібна	П	ІВП
					змішана	К	ІВК
			Забруднена синтетичною МОР	С	мілка	Е	ІСЕ
					в'юноподібна	П	ІСП
					змішана	К	ІСК
			Суха	Б	мілка	Е	ІБЕ
					в'юноподібна	П	ІБП
					змішана	К	ІБК
4	Стружка кольорових ме- талів і сплавів	Ц	Забруднена маслом	М	мілка	Е	ЦМЕ
					в'юноподібна	П	ЦМП
					змішана	К	ЦМК
			Забруднена водною емульсією	В	мілка	Е	ЦВЕ
					в'юноподібна	П	ЦВП
					змішана	К	ЦВК
			Забруднена синтетичною МОР	С	мілка	Е	ЦСЕ
					в'юноподібна	П	ЦСП
					змішана	К	ЦСК
			Суха	Б	мілка	Е	ЦБЕ
					в'юноподібна	П	ЦБП
					змішана	К	ЦБК
5	Чавунна стружка	Ч	Забруднена маслом	М	мілка	Е	ЧМЕ
					в'юноподібна		
					змішана		
			Забруднена водною емульсією	В	мілка		ЧВЕ
					в'юноподібна		
					змішана		
			Забруднена синтетичною МОР	С	мілка		ЧСЕ
					в'юноподібна		
					змішана		
			Суха	Б	мілка		ЧБЕ
					в'юноподібна		
					змішана		

на п'ять видів залежно від матеріалу, з якого вона отримана, наприклад, низьколегованих, інструментальних сталей, кольорових металів, сплавів. Іншим фактором, що в значній мірі впливає на вибір необхідного обладнання, є ступінь забрудненості стружки, яка, наприклад, забруднена маслом, водною емульсією і т.д. Останнім чинником є фракційний стан стружки, наприклад, дрібна, в'юноподібна, змішана. Тоді, використовуючи літерні позначення, наведені в табл.1, маємо НМК – суміш низьковуглецевої стружки, забрудненої маслом.

Дослідження, проведені в лабораторних і виробничих умовах, дозволили визначити основні характеристики металевої стружки. Вихід стружки по механічному цеху залежить від типу і кількості верстатів та режимів обробки. Результати досліджень показали, що кількість стружки, що утворюється на одному верстаті, становить 6-50 кг / год. Середній вихід при двозмінній роботі обладнання слід приймати 6-11 кг / год.

Істинна (γ_T) і насипна (γ_H) щільності стружки різних матеріалів від найбільш поширених груп верстатів і в суміші з усього механічного цеху визначається шляхом зважування окремих порцій і знаходження їх обсягів без пір і з порами. Встановлено, що насипна щільність матеріалів залежить від типу металорізальних верстатів (табл.2).

Таблиця 2 – Щільність металевої стружки

Щільність $\gamma_T \cdot 10^3$ кг/м ³	Бронзова	Чавунна	Алюмінієва	Стальна від верстатів					
				свердлувальних	розточних	фрезерних	стругальних	токарних	Суміш від різних верстатів
Істинна	7,8	6,8	2,52	7,8	7,8	7,8	7,8	7,8	7,8
Насипна	2,2	2,59	0,33	0,6	0,87	1,4	0,94	0,68	1,0

Для встановлення гранулометричного складу стружки методом квартування відбиралася порція масою до 10 кг, розсипалася за допомогою металевих сит на окремі фракції і потім зважувалася.

Аналізуючи результати досліджень гранулометричного складу стружки, можна відзначити, що найбільший вихід стружки – від токарних розточувальних верстатів.

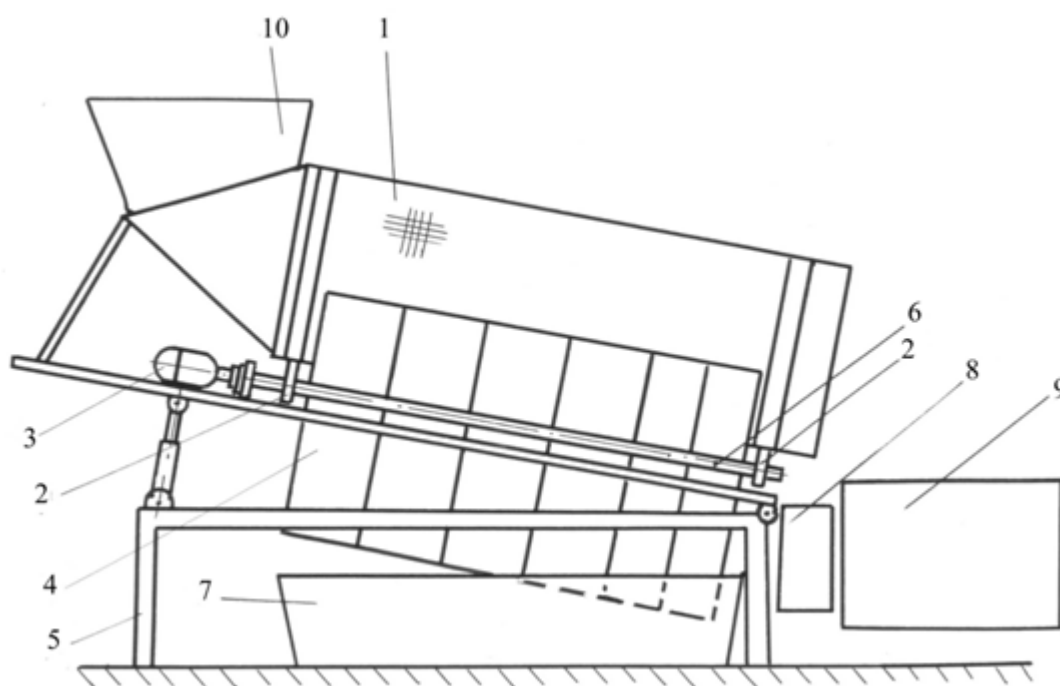
Найдрібніша стружка утворюється на фрезерних, протяжних і зуборізних верстатах.

Таким чином, можна дати наступну рекомендацію: при підготовці стружки до окускокування або для порошкової металургії безпосередньо в механічному цеху, де вона утворилася, мілкоелементну стружку від фрезерних, протяжних і зуборізних верстатів слід збирати окремо і направляти її на мийку, минаючи грохочення і дроблення. Дослідження також показали, що найбільш замаслена – це стружка від зуборізних верстатів, оскільки на цих верстатах в якості МОР застосовуються мінеральні масла.

Однак, на дільниці переробки потрапляє суміш мілкоелементної та в'юноподібної стружки. Але направляти всю стружку на дроблення немає сенсу, так як при цьому знижується продуктивність процесу переробки стружки, а також відбувається перевантаження дробарки та зменшується її ресурс. У зв'язку з цим при багатьох технологічних операціях необхідно із загальної маси стружки відокремити частки певної крупності. Найбільш раціонально для цього використовувати барабанні сита. Тому були проведені експериментальні дослідження процесу поділу стружки за крупністю на барабанних ситах, а також можливість відокремлення недробимих сторонніх предметів від струж-

ки. Експерименти проводилися у виробничих умовах на Київському об'єднанні «Вторчермет».

Установка являє собою циліндричний перфорований барабан 1, установлений з двох сторін на катки 2. Одна пара катків має привод 3 з можливістю зміни частоти обертання барабана від 5 до 12 хв^{-1} . Кут нахилу осі барабана до горизонту становить 8° (рис.1). Експеримент проводився в такий спосіб. Стружка зважувалася на вагах і засипалася в бункер. Під дією сил гравітації стружка в бункері сповзає вниз і потрапляє в порожнину барабана. За рахунок обертання барабана стружка інтенсивно переміщується і просувається по внутрішній поверхні барабана в сторону вивантаження. Через отвори перфорації на бічній поверхні циліндра мілкоелементна стружка висипається з барабана в перший спеціальний контейнер, що має перегородки через один метр по довжині барабана. Між першим і третім контейнерами встановлено невеликий другий контейнер, в який вивантажуються сторонні металеві предмети. Причому, другий контейнер встановлено під зрізом барабана, а третій – на відстані 100-150 мм від зрізу барабана.



$$1 - n = 5 \text{ хв}^{-1}; 2 - n = 8 \text{ хв}^{-1}; 3 - n = 12 \text{ хв}^{-1}$$

Рисунок 1 – Барабанный грохот

У процесі експерименту було помічено, що сторонні предмети випадають відразу, а в'юн просувається вперед. Іноді сторонні предмети виходять з барабана в сторону, протилежну його обертанню. Це дозволило розставити контейнери в такій послідовності, як описано вище.

Коли барабан повністю звільняється від стружки, проводили окремо зважування дрібної фракції, взятої з кожного з шести відсіків першого бака, і в'юна. Потім вручну в'юн перебирався і вся дрібна фракція, яка не відокремилась у грохоті, відбиралася і зважувалася. Визначався ступінь поділу стружки. Експеримент проводився при частоті обертання барабана від 5 до 12 хв^{-1} . Результати експерименту представлено на рис.2.

Аналіз результатів показує, що по довжині барабана дрібна стружка висипається нерівномірно, найбільше її висипається на першому та другому метрах, і значно менша частина – на 3-6 метрах. Графічна залежність ступеня відсіву від довжини барабана $C = f(L)$ показує, що з ростом довжини барабана ступінь відсіву зростає. Однак градієнт $\Delta C = f(\Delta L)$

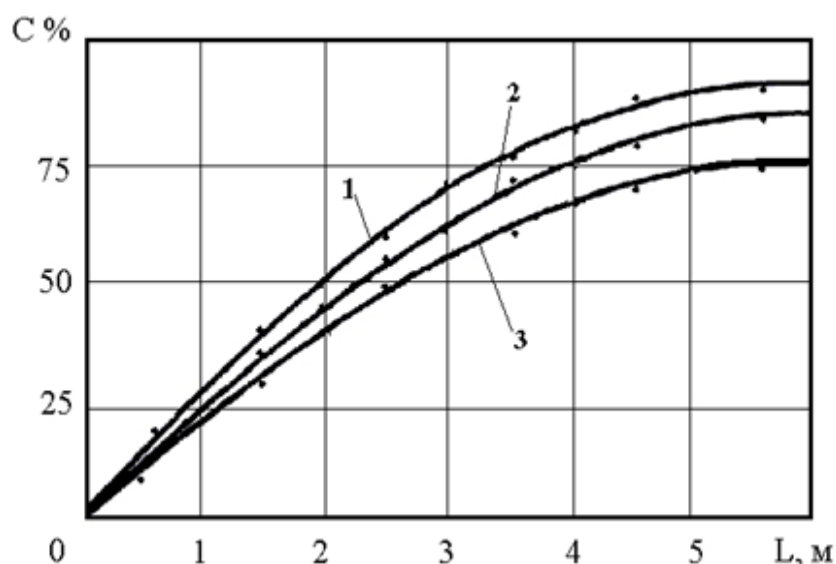


Рисунок 2 – Графік залежності ступеня сепарації стружки в барабанному грохоті від довжини барабана

зменшується в залежності від довжини барабана.

Ступінь відсіву значно залежить від частоти обертання барабана: чим вища швидкість, тим ступінь відсіву менший, але продуктивність при цьому зростає.

Так, наприклад, при частоті обертання барабана 8 хв^{-1} при довжині барабана 6 м відділяється до 75% дрібної фракції, і продуктивність барабана досягає 15 т / год.

З метою визначення можливості інтенсифікації процесу поділу стружки за крупністю в другій половині барабана встановлювали вздовж барабана чотири перегородки висотою 50 мм. В цьому випадку відсоток сепарації збільшується до 80%. Це, мабуть, можна пояснити тим, що в процесі ворошіння зливна стружка сплітається між собою, утворюючи в'юноподібний клубок. Частина мілкоелементної стружки своїми зубцями зчіплюється з в'юном у внутрішній частині дуже сильно, і тому вона виходить на розвантажувальне вікно разом з в'юном. Зруйнувати такі зв'язки допомагають перегородки і реверсивний рух барабана. Але такий рух в значній мірі знижує продуктивність установки.

Висновки. Запропоновано класифікацію стружки в залежності від виду, ступеня забруднення і фракційного стану.

Встановлено, що в загальному обсязі стружки, яка утворюється на машинобудівному підприємстві, в межах 60-80% становить мілкоелементна стружка, інше – в'юн. Знаючи характеристики стружки, яка утворюється на заводі, можна правильно підібрати обладнання для її переробки.

При підготовці стружки до окусковування або для порошкової металургії безпосередньо в механічному цеху, де вона утворилася, мілкоелементну стружку від фрезерних, протяжних і зуборізних верстатів слід збирати окремо і направляти її на мийку, минаючи грохочення і дроблення.

ЛІТЕРАТУРА

1. Кипарисов С.С. Проблемы получения порошков и изделий из них с использованием в качестве сырья стружковых отходов / Кипарисов С.С., Падалко О.В. // Порошковая металлургия. – 1979. – № 9. – С.56-65.

Надійшла до редколегії 10.11.2014.

Днепродзержинский государственный технический университет

ПРОЕКТИРОВАНИЕ РАБОЧИХ ОРГАНОВ СТРУЖКОДРОБИЛКИ

Введение. Метод обработки металлов резанием по-прежнему остается основным. При этом образуются значительные отходы в виде стружки. Для повторного применения витая стружка непригодна. Ее сложно транспортировать, подавать в плавильные агрегаты и, главное, она там, в основном, сгорает. Метод рационального использования витой стружки известен. Ее измельчают, моют, сушат и затем прессуют, превращая в брикеты цилиндрической или иной формы и заданных размеров. В таком виде стружка поступает на вторичную переработку. При дорогостоящей стали это дает значительный эффект.

Постановка задачи. Одними из методов измельчения стальной стружки являются резание и дробление ударными элементами вращающегося рабочего органа и смятие с дроблением двумя валками, вращающимися навстречу друг другу. При обработке стальных заготовок нередко в стружку попадают недробимые предметы, например, сломанные инструменты, крепежные детали и другие, которые приводят к поломкам отдельных элементов рабочих органов дробилки. Особенно это относится к высокохромистым, титановым и другим труднообрабатываемым и дорогим материалам. К настоящему времени известно более пятнадцати способов и устройств измельчения вьюнообразной стружки. Однако проблема до конца не решена в силу различных их недостатков.

Результаты работы. На рис.1 представлена принципиальная схема устройства измельчителя [1], которое работает следующим образом. Металлоотходы (вьюнообразная стружка, тонколистовая обрезь) подают в приемный бункер 15. При поступлении жидкости в поршневую полость гидроцилиндра 2 шток 3 перемещается вверх, а подвижный нож 5 коромыслом 6 – вниз. Оба ножа оснащены сменными режущими элементами 24. Они разрезают стружку, находящуюся на ступеньках неподвижного ножа 12.

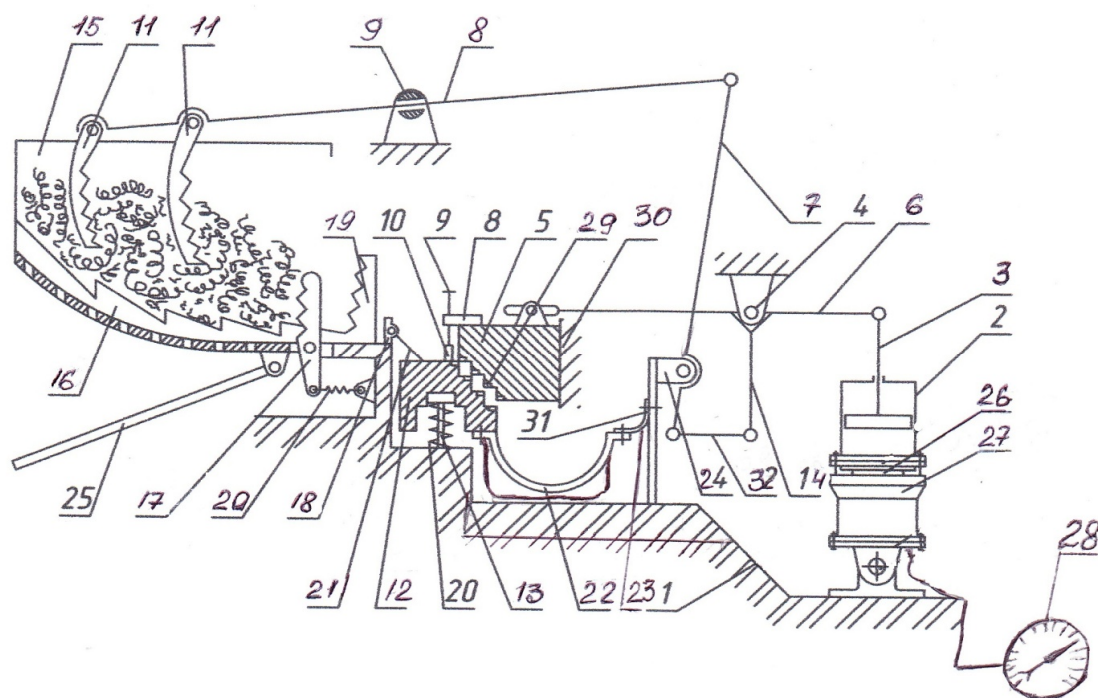


Рисунок 1 – Принципиальная схема устройства для дробления стружки

Последний под действием усилий резания может незначительно осаживаться, преодолевая пружину 13, и затем резко возвращаться. Оставшиеся частицы сбрасываются с режущих элементов на следующую ступеньку или в лоток 22. Шаг ступеней выбран таким образом, что между окончанием и началом реза на смежных ступенях ножа имеется некоторое время, что обеспечивает возможность попадания отрезанных частиц под следующие режущие элементы. Одновременно кривошип 7 выводит вперед шатуны 8 на максимальный вылет. На валу 4 со звеньями 14 и 32 таких механизмов может быть несколько, имеющаяся в приемном бункере стружка отклоняет захваты 11 в сторону, противоположную движению. Таким образом, шатуны с захватами внедряются в стружку. Возврат поршня в нижнее положение поднимает подвижный нож 5 вверх. Одновременно кривошип 7 поворачивается вместе с валом 4 вправо и возвращают шатуны 8 назад. Захваты 11 углубляются в стружку и тянут ее в сторону расходящихся ножей 5 и 12. Движению стружки препятствуют вначале зубья ребер 16, расположенных вдоль днища бункера. Они удерживают отдельные витки. Происходит их деформация и разрыв. Это первая стадия дробления. На пути движущейся стружки стоят подпружиненные рассекатели 17. Под действием силы тянущих шатунов 8 они преодолевают усилия пружин 20, отклоняются назад и возвращаются обратно. Стружка, скользя по зубьям, подрезается и ломается. Происходит вторая стадия дробления. Недробимые предметы (гайки, винты, пластины) при этом высвобождаются и падают между ребрами 16 на днище бункера, а затем попадают в карман-ловитель со стенкой 18 или просыпаются сквозь перфорации в днище и по лотку 25 отводятся в сборник. При протаскивании стружки между неподвижными рассекателями 19 происходит третья стадия дробления. Далее по перемычке 21 элементы стружки попадают в открытый зев ножей. В этот момент движение поршня гидроцилиндра реверсируется, ножи сходятся и завершают операцию измельчения. Имеющиеся на ножах элементы стружки падают в отводной лоток 22. Цикл повторяется.

Процесс резания вызывает колебания наклонного лотка 22, под действием которого измельченный материал движется вниз и падает в сборник. Лоток связан со стойкой 31 упругим элементом 23 и может быть выполнен двухъярусным; первый ярус перфорирован на определенную фракцию. Это обеспечивает одновременное разделение измельченных частиц на фракции. Гидроцилиндр опирается на силоизмерительный датчик 26, который установлен в корпусе и закреплен к станине шарнирно. Датчик выдает электросигнал на измерительный прибор 28. Это позволяет как визуально, так и автоматически контролировать нагрузку и при пиковых значениях отключать гидропривод.

Подвижный нож 5 перемещается в направляющих 30 вертикально возвратно-поступательно относительно ножа 12. К горизонтали режущие элементы подвижного ножа установлены под углом 2,5-3,5°, т.е. в пределах угла самоторможения. Следовательно, разрезаемые элементы металла не будут скользить вдоль ножа под действием горизонтальной составляющей силы резания, так как угол трения $\lambda = 5-5,5^\circ$.

Расчет на прочность основных элементов рабочих звеньев целесообразно вести, исходя из усилий на первой ступени. Суммарное усилие подвижного ножа исключено, т.к. его режущие ступени работают поочередно. Действующее усилие резания на первой ступени является определяющим для расчета гидропривода, кривошипно-шатунной пары, всех звеньев и деталей, обеспечивающих работоспособность и надежность устройства.

Усилие резания определяется по формуле В.В.Носаля [2]:

$$P = \kappa \cdot 0,6 \sigma'_s \cdot \delta_5 \frac{a^2}{\operatorname{tg} \varphi} \cdot l + \frac{l}{1 + \frac{10 \cdot \delta_5}{\sigma'_s \cdot y^2 \cdot x}} + z \frac{\operatorname{tg} \varphi}{0,6 \delta_5}, \text{ Н}, \quad (1)$$

где κ – коэффициент, учитывающий притупления ножей и прочность разрезаемого металла, зависящий от его толщины;

σ'_e – временное сопротивление разрезаемого металла, Па;

δ_5 – относительное удлинение разрезаемого металла;

a – толщина разрезаемого металла, м;

$y = \frac{\Delta}{a}$ – величина относительного бокового зазора между ножами;

Δ – боковой зазор между ножами, мм (принимается в зависимости от толщины разрезаемых элементов металла);

x – коэффициент, учитывающий действие прижима (в нашем случае прижим элементов стружки отсутствует);

z – коэффициент изгиба.

Коэффициент κ принимают в зависимости от предела прочности материала, МПа:

σ'_e	до 10 МПа	10-15	15-20
κ	1,2	1,5	2,0.

Принимаем максимальное значение коэффициента κ для диапазона до 10 МПа.

Материал обрабатывается на станках с различным значением σ'_e . Кроме того, стружка получает поверхностный наклеп и определенную закалку в виду быстрого нагрева и резкого охлаждения в среде СОЖ.

Соответственно σ'_e принимаем 10 МПа, a – толщина стружки, принимаем равной 10^{-3} м, $\delta_5 = 40$ – для стали 1Х18Н9Т.

Необходимость в дроблении, измельчении такой стружки не исключается. Поэтому расчет должен проводиться на максимально возможные усилия.

На длине ножей $L = 400$ мм принимаем для расчета максимальный зазор Δ в пределах 0,1-0,3 мм.

Угол наклона φ режущих элементов верхнего ножа относительно неподвижного ножа принимаем $3^\circ - 3^\circ 30'$.

$$\text{Тогда } y = \frac{\Delta}{a} = \frac{0,3}{3} = 0,1.$$

Подставим принятые значения в формулу (1):

$$P = 1,2 \cdot 0,6 \cdot 100 \cdot 40 \frac{3^2}{0,061} \cdot \left(1 + \frac{1}{1 + \frac{10 \cdot 40}{75 \cdot 0,1^2}} + 0,3 \frac{0,061}{0,6 \cdot 40} \right) = 9558 \text{ Н.}$$

Такое усилие потребуется для измельчения пружинной стали. Значение слагаемых в скобках практически не влияет на расчетные показатели.

Для измельчителя стружки нержавеющей стали 1Х18Н9Т необходимо подставить в формулу (1) значения $\kappa = 1,2$, $\sigma'_e = 55$, $\delta_5 = 40$:

$$P_1 = 1,2 \cdot 0,6 \cdot 55 \cdot 40 \frac{3^2}{0,061} = 233704,9 \text{ кг или } 2337 \text{ Н.}$$

Исходя из этого, расчетную прочность основных узлов и усилие гидропривода необходимо вести для $P = 955800$ Н на первом ноже. Принято, что на первом ноже стружка будет располагаться по всей длине вплотную, как лист. Фактически это невозможно и, как показывает опыт, заполнение режущего элемента стружкой составляет не более 0,5...0,7 его длины, а, следовательно, и усилия пропорционально уменьшаются.

Для даного случая допустимо учитывати можливість одночасного реза двома ножами. Но на другому ножі може задерживатися тільки яка-то частина стружки від першого. Візьмемо це значення 0,5, т.е. половину від того, що було на першому ножі, це становить 0,35.

Тоді розрахункова сила різання одночасно на двох ступенях становитиме:

$$P_{рас} = 9560 \cdot 0,7 + (9560 \cdot 0,7) \cdot 0,35 = 9034,2 \text{ Н.}$$

Висновки. Установка механізму примусової подачі дробленого матеріалу к ножах, що складається з кривошипно-шатунного механізму з качаючими зубчастими захватами в поєднанні з ребрами в донній перфорованій частині бункера і раскателами, дозволяє ефективно використовувати роботу гідроциліндра в обох напрямках і таким чином успішно справлятися з залежавшою і спутаною стружкою, відділяти при цьому від неї недробимі предмети. Це сприяє підвищенню КПД, економічної ефективності, продуктивності і експлуатаційної надійності пристрою.

Качательне рух робочого органу забезпечує створення багаторівневої системи, попарно діючих ножів за принципом алігаторних ножиць. Це підвищує ступінь дроблення металобрухтів. Гідроциліндр значно спрощує пристрій, знижує металомісткість, витрати потужності, підвищує економічність. Такий привод має м'яку характеристику і забезпечує можливість зміни швидкості руху ножів в залежності від дробленого матеріалу. Виключаються удари при різанні, що підвищує експлуатаційну стійкість режущих елементів, робочих зв'язок і механізмів в цілому. Пристрої можуть встановлюватися безпосередньо у станка і на автомобільному шасі, використовуватися для дроблення стружки в різних цехах, заводах і галузях промисловості, що суттєво розширює його технологічні і експлуатаційні можливості.

ЛИТЕРАТУРА

1. Патент №18835 України. Пристрій для подрібнювання металовідходів / Завацький В.Л., Барбуль О.С., Стовпа С.І.; заявник та патентовласник Дніпродзерж. держ. техн. університ.; заявка № 95320985; заявл. 30.03.93; опубл. 25.12.97, Бюл. №6.
2. Ножиці для різки листового і сортового проката / Леонов І.С., Фуга Г.П., Крылов Г.Л., Песоцький В.Г. – М.: Машиностроєння, 1972. – 376с.

Поступила в редакцію 01.12.2014.

УДК 621.923.2:621.833

СІЛКІН В.П., к.т.н., доцент
ГРЕЧАНИК Е.М., к.н.т., доцент

Дніпродзержинський державний технічний університет

ЕФЕКТИВНІСТЬ ЗАСТОСУВАННЯ НОВИХ ІНСТРУМЕНТАЛЬНИХ МАТЕРІАЛІВ В ЗУБОРІЗАЛЬНИХ ГОЛОВКАХ ДЛЯ ОБРОБКИ КОНІЧНИХ ПЕРЕДАЧ З КРУГОВИМИ ЗУБЦЯМИ

Вступ. Обробка конічних коліс з круговими зубцями зуборізальними головками є доволі складним та трудомістким процесом. Пошуки підвищення ефективності виготовлення конічних коліс з круговими зубцями ведуться в різних напрямках: використання нового обладнання, удосконалення нових схем обробки, розробка оптимальних геометричних параметрів зуборізальних головок і різців. Однак резервом підвищення ефективності обробки конічних коліс з круговими зубцями є оснащення новими інструментальними матеріалами різців зуборізальних головок, які недостатньо вивчені.

Постановка задачі. Таким чином, визначення ефективності використання нових інструментальних матеріалів в зуборізальних головках для обробки конічних коліс з круговими зубцями складає сутність поставленої задачі.

Результати роботи. Одним з основних резервів підвищення продуктивності обробки конічних коліс зуборізальними головками є застосування замість швидкорізальної сталі Р6М5 нових інструментальних матеріалів, які мають більш високі властивості при різанні. Відкривається також перспектива остаточної обробки загартованих до високої твердості конічних коліс зуборізальними головками замість малопродуктивного і неефективного процесу зубошліфування. Однак нормативи режимів різання при чорновій та чистовій зубообробці наявні лише для зуборізних головок з швидкорізальних сталей Р9 і Р18 [1]. Ріжучі властивості інструментальних матеріалів оцінювалися по стійкісних, силових і температурних залежностях. Вимірювання температури різання здійснювалося методами природної, штучної і перерізальної термопар, а зусилля різання визначалися за допомогою динамометричної зуборізальної головки [2].

Досліджувалися ріжучі властивості зуборізальних головок, оснащених швидкорізальними сталями Р9К10, Р14Ф4, Р9МЗК8С, Р12Ф2К8МЗ, а також твердими сплавами Т14К8, ВК6М, ТТ10К8Б, ТТ20К9.

Встановлено, що вплив величини подачі на складові зусилля різання проявляється по-різному, що пов'язано з особливостями взаємодії контактуючих поверхонь (з даного матеріалу) і заготовки. Збільшення подачі супроводжується зростанням всіх трьох складових зусилля різання. Так, при оснащенні головки різцями зі швидкорізальної сталі Р12Ф2К8МЗ залежності тангенціальної (P_z), осьової (P_x) і радикальної (P_y) складових зусиль різання від величини лінійної подачі S_z мають вигляд:

$$P_z = A_z \cdot S_z^{0,8}; \quad (1)$$

$$P_x = A_x \cdot S_z^{0,9}; \quad (2)$$

$$P_y = A_y \cdot S_z^{1,14}, \quad (3)$$

де A_z , A_x , A_y – постійні коефіцієнти для умов проведення експериментів.

При оснащенні головки різцями з твердого сплаву Т14К8 зусилля будуть:

$$P_z = A_z^1 \cdot S_z^{0,75}; \quad (4)$$

$$P_x = A_x^1 \cdot S_z^{0,82}; \quad (5)$$

$$P_y = A_y^1 \cdot S_z^{0,82}. \quad (6)$$

Із залежностей (1)-(6) видно, що вплив лінійної подачі на тангенціальну і осьову складові зусилля різання у швидкорізальної і твердосплавної зуборізальної головках приблизно однаковий; із збільшенням лінійної подачі тангенціальна і осьова складові зусилля різання зростають дещо повільніше. Абсолютна величина радіальної складової зусилля різання у швидкорізальних і твердосплавних зуборізальних головках значно менша, ніж тангенціальної осьової, тому більш інтенсивне зростання цієї складової зі збільшенням подачі не повинно мати істотного впливу на протікання процесу зносу.

У зуборізальних головках з різцями зі швидкорізальної сталі збільшення подачі призводить до зростання середньої температури різання. Залежності термо-е.р.с. природної термопари Р9МЗК6С-40Х від величини подачі на різець при різних швидкостях різання показують, що збільшення подачі в два рази призводить до зростання термо-е.р.с., а, отже, і середньої температури різання приблизно в 1,5 рази. У головках з твердосплавними різцями збільшення подачі призводить до більш інтенсивного підвищення середньої температури різання. Так, збільшення подачі в два рази призвело до зростан-

ня термо-е.р.с. природної термопари Т14К8-40Х, а, отже, середньої температури різання, приблизно в 2,2 рази.

Залежність температури на профілюючій ріжучій кромці від величини лінійної подачі різця зі швидкорізальної сталі Р12Ф2К8М3 або Р9М4К8 знайдена за допомогою перерізаючої термопари і має вигляд:

$$T = B \cdot S_z^{1,45}, \quad (7)$$

де B – постійний для умов проведення експериментів коефіцієнт.

Залежність температури різання від величини лінійної подачі у зуборізальних головках, оснащених твердим сплавом Т14К8, має вигляд:

$$T = C \cdot S_z^{1,14}, \quad (8)$$

де C – коефіцієнт, постійний для умов проведення експериментів.

Із залежностей (7), (8) випливає: із збільшенням лінійної подачі температура на ріжучій кромці різців зі швидкорізальної сталі або твердого сплаву зростає інтенсивніше, ніж збільшується лінійна подача, особливо в головках з швидкорізальними різцями.

Дослідження показали, що залежності середньої температури різання від величини лінійної подачі зберігаються при різних швидкостях різання як в швидкорізальних, так і твердосплавних зуборізальних головках.

Швидкість різання має різний вплив на зусилля і температуру різання. У зуборізальній голівці з різцями зі сталі Р18 швидкість різання в межах 24-44 м/хв. практично не впливає на величину складових зусилля різання. Обробка з подачею 0,05-0,06 мм/різець голівкою з різцями зі сталі Р12Ф2К8М3 при збільшенні швидкості різання із 39 до 70 м/хв. не призводить до помітної зміни складових зусилля різання. При зниженні подачі до 0,02-0,03 мм/різець збільшення швидкості різання в зазначених межах супроводжується деяким зниженням P_x і P_z і незначним збільшенням P_y .

У зуборізальній голівці з різцями зі сталі Р9М4К8 збільшення швидкості різання із 39 до 51 м/хв. призводить до зниження складової зусилля різання приблизно на 12%. Осьова і радіальна складові зусиль різання змінюються при цьому досить незначно. Підвищення швидкості різання з 51 до 70 м/хв. призводить до незначного збільшення тангенціальної складової і деякого зниження осьової і радіальної складових зусилля різання.

Збільшення швидкості різання в межах 60-180 м/хв. призводить до зниження усіх трьох складових зусилля різання при оснащенні зуборізальної головки твердим сплавом. Залежності складових сили різання для зовнішніх різців з твердого сплаву Т14К8 від швидкості різання в межах 50-180 м/хв. має вигляд:

$$P_z = B_z \cdot V^{-0,31}, \quad (9)$$

$$P_x = B_x \cdot V^{-0,04}, \quad (10)$$

$$P_y = B_y \cdot V^{-0,213}, \quad (11)$$

де B_z , B_x , B_y – постійні коефіцієнти для умов проведення експериментів.

Із залежностей (9)-(11) випливає, що в твердосплавних головках зі збільшенням швидкості різання більш значно знижуються тангенціальна і радіальна складові зусилля різання; зменшення складових зусилля різання відбувається значно повільніше, ніж збільшується швидкість різання.

Зниження складових зусилля різання при підвищенні швидкості різання призводить до зменшення питомого зусилля різання, що свідчить про поліпшення різальних властивостей зуборізальних головок із збільшенням швидкості різання.

У результаті проведених досліджень встановлено, що в зуборізальних головках з різцями зі сталі Р18 або Р9К10 швидкість різання збільшується приблизно в 2,3-2,5 ра-

зи, а в головках з різцями із сталей P9M3K6C і P14Ф4 – приблизно в 1,6-1,7 рази. При оснащенні зуборізної головки твердим сплавом збільшення швидкості різання в два рази (з 70 до 140 м/хв.) призвело до зростання середньої температури різання приблизно в 1,5 рази. Залежність температури на профілюючій ріжучій кромці різця зі швидкорізальної сталі P12Ф2К8М3 або P9М4К8 від швидкості різання має вигляд:

$$T = C \cdot V^{1,05} \text{ при } 39 \leq V \leq 86 \text{ м/хв.}, \quad (12)$$

де C – постійний коефіцієнт для умов проведення експериментів.

При оснащенні головки твердим сплавом T14K8 залежність температури на профілюючій кромці різця від швидкості різання має вигляд:

$$T = C \cdot V^{1,2} \text{ при } 60 \leq V \leq 120 \text{ м/хв.}, \quad T = C_1 V^{1,2} \quad (13)$$

Із залежностей (12) і (13) випливає, що в швидкорізальних зуборізальних головках збільшення швидкості різання супроводжується приблизно пропорційним зростанням температури на профілюючій ріжучій кромці різця, а при оснащенні головки твердим сплавом – дещо випереджає збільшення швидкості різання.

Найважливішими факторами для оцінки процесу обробки є знос інструменту і продуктивність різання. Відомо, що величина зносу по задній поверхні профілюючої ріжучої кромки визначає період стійкості інструменту.

Проведено дослідження залежності зносу вершинної частини зуборізних різців зі сталі P12Ф2К8М3 від швидкості різання при постійному шляху різання. Результати досліджень показали, що збільшення швидкості до 50-60 м/хв. супроводжується незначним зростанням зносу. Подальше збільшення швидкості різання недоцільне через значне скорочення періоду стійкості головки. Збільшення швидкості різання до 96 м/хв. призводить до катастрофічного зносу різців після 3 хвилин роботи.

Збільшення подачі призводить до зростання складових зусилля різання, що може зробити негативним вплив на жорсткість системи верстат-притосування-інструмент-деталь (ВПД), а отже, і на стійкість інструменту. Збільшення швидкості різання, як правило, супроводжується деяким зниженням складових зусилля різання. Тому при використанні швидкорізальних сталей, що мають хорошу теплопровідність, як наприклад, P12Ф2К6М3, більш раціональним шляхом підвищення продуктивності є збільшення швидкості різання, а не подачі на різець.

Також проведено дослідження залежності зносу вершинної частини різців зі сталі P9M3K6C від швидкості різання при постійному шляху різання. Характер протікання зносу дозволяє зробити висновок про те, що ріжучі властивості цієї сталі близькі до властивостей сталі P18. Катастрофічний знос різців зі сталі P9M3K6C починається при швидкості різання 66 м/хв.

У головці з різцями зі сталі P15Ф4 при постійному шляху різання збільшення швидкості різання більш 50 м/хв. призводить до підвищення зносу на профілюючій ріжучій кромці різця. Збільшення швидкості більш 55 м/хв. супроводжується значним зниженням періоду стійкості. При швидкості більш 70 м/хв. знос різців набуває катастрофічного характеру. Високий темп зносу дозволяє зробити висновок, що сталь P14Ф4 не має суттєвих переваг за ріжучими властивостями порівняно зі сталлю P18 при чорновій обробці конструкційних сталей.

Збільшення швидкості до 50-60 м/хв. при постійному шляху різання для сталі P9M4K8 призводить до інтенсивності зростання зносу. Збільшення швидкості різання вище 70 м/хв. призводить до більш інтенсивного зростання зносу. При швидкості різання більше 100 м/хв. настає катастрофічний знос.

Якщо при чорновій обробці врізанням головками з різцями зі швидкорізальної сталі P18 нормативна швидкість різання становить 30-40 м/хв. [1], то швидкорізальні

сталі марок P12Ф2К8М3, P9М3К6С і P9М4К8, як впливає з розглянутого вище, дозволяють при тих же подачах вести обробку зі швидкостями різання 50-60 м/хв., завдяки чому збільшується продуктивність зубообробки приблизно в 1,5 рази. Перевагу слід надати сталям P9М4К8 і P12Ф2К8М3, які показали більш стабільні результати при випробуваннях.

У твердосплавних головках швидкість різання і подача дуже впливають на стійкість. Проведено дослідження залежності періоду стійкості від швидкості різання в зуборізній головці, оснащеної твердим сплавом Т14К8; ця залежність має максимум при $V \approx 100$ м/хв. При швидкості різання нижче 100 м/хв. стійкість зменшується через викришування ріжучих кромки. Залежність стійкості від швидкості різання при постійній величині подачі на різець в зуборізальній головці, оснащеної твердим сплавом Т14К8, має вигляд:

$$P = D \cdot V^{+0,74} \quad \text{при } 70 \leq V \leq 100; \quad (14)$$

$$P = D_1 \cdot V^{-0,165} \quad \text{при } 100 \leq V \leq 180, \quad (15)$$

де D і D_1 – коефіцієнти, постійні для умов проведення експериментів.

Із залежностей (14) і (15) випливає, що зі збільшенням швидкості різання в твердосплавних головках період стійкості знижується, але більш повільно, ніж збільшується швидкість різання.

Залежність періоду стійкості від величини подачі на різець (в межах 0,04-0,11 мм) в зуборізальних головках, оснащених твердим сплавом Т14К8, при незмінних геометричних параметрах інструменту, матеріалу та форми заготовок, а також швидкості різання має вигляд:

$$P = D_2 \cdot S_z^{-0,563}, \quad (16)$$

де D_2 – коефіцієнт, постійний для умов проведення експериментів.

Із залежності (16) випливає, що зі збільшенням лінійної подачі період стійкості твердосплавної головки знижується, але значно повільніше, ніж збільшується лінійна подача.

З досліджених марок твердого сплаву найкращими ріжучими властивостями при чорновій обробці врізанням володіють сплави ТТ20К9 і Т14К8. З них перевагу слід надавати сплаву Т14К8, як менш дефіцитному. Тверді сплави Т15К6, ТТ10К8Б, ВК6М, ВК10М мало придатні для чорнової обробки врізанням через низький період стійкості.

Виводи. Визначено аналітичні стійкісні, силові та температурні залежності обробки різанням зуборізальними головками з різцями із твердого сплаву та швидкорізальних сталей, які дозволяють прогнозовано призначати режими різання для ефективної та продуктивної обробки конічних коліс з круговими зубцями.

ЛІТЕРАТУРА

1. Общемашиностроительные нормативы режимов резания для технического нормирования работ на металлорежущих станках. Часть 2. / Центр. бюро пром. нормативов по труду НИИ труда. – М.: Машиностроение, 1974. – 200с.
2. Силкин В.П. Новый метод измерения составляющих усилия резания при обработке конических колес с круговыми зубьями / В.П.Силкин // Прогрессивная технология машиностроения (исследования в области станков, инструментов и резанья металлов): научные труды. – Саратов: Саратовский политехнический институт, 1970. – Выпуск 45. – С.139-143.

Надійшла до редколегії 02.02.2015.

Национальная металлургическая академия Украины, г. Днепропетровск

СИСТЕМА СОЗДАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ОСНАТКИ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ АБРАЗИВНЫХ ИНСТРУМЕНТОВ

Введение. Для финишной обработки отверстий в прецизионных деталях гидравлической аппаратуры используются специальные абразивные инструменты (притиры) [1, 2]. Изготовление притиров осуществляется с помощью специальной технологической оснастки. Известен комбинированный способ [3] изготовления притиров, основанный на электроискровом закреплении абразивных частиц на рабочей поверхности притира.

Постановка задачи. Для исследования возможностей использования специальной технологической оснастки [3] для изготовления притиров целесообразно применить систему математического моделирования [4], которая включает:

- математическое моделирование (целеполагание, идеализация, формализация, идентификация, проверка адекватности);
- разработку конструктивно-технологических предложений;
- оптимизацию параметров конструктивно-технологических предложений.

Рассмотрим решение такой задачи на примере конкретного вида цилиндрического притира.

Результаты работы. *Математическое моделирование.*

Целеполагание – создать математическую модель (ММ), учитывающую основные кинематические особенности специальной технологической оснастки, для определения оптимальных параметров процесса изготовления притира. Погрешность моделирования не более 5%. Стоимость моделирования не должна превышать 5% стоимости деталей, для изготовления которых используется притир.

Идеализация. В технологической оснастке реализована кинематика механической обработки на токарном станке. Действительно, притир вращается (главное движение), при этом устройство для подачи абразивных частиц перемещается поступательно (движение подачи).

Исключим из рассмотрения предварительный этап нанесения слоя («подложка») меди на рабочую цилиндрическую поверхность притира.

На расчетной схеме (рис.1) представлены основные геометрические и кинематические особенности технологической оснастки.

Цилиндрический притир 1, имеющий длину L и радиус R рабочей части, установлен в центрах и вращается с частотой n . Устройство 2, подающее абразивные частицы, перемещается поступательно с подачей s .

Примем следующие допущения, которые определяют связь механических и электрических характеристик процесса:

- закрепление одного абразивного зерна производится при единичном электрическом разряде;
- толщина t абразивного слоя, которая создается при единичном проходе устрой-

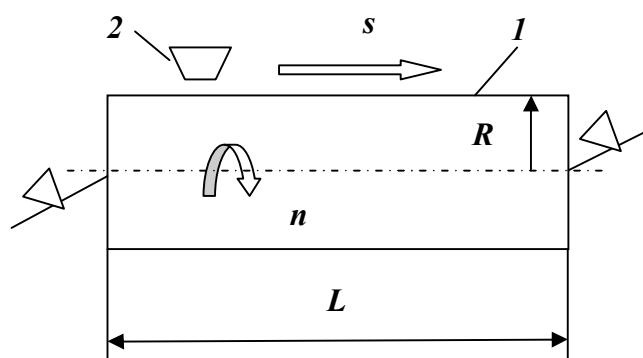


Рисунок 1 – Расчетная схема технологической оснастки

ства 2, равна приведенному диаметру абразивной частицы d ;

- общая приведенная толщина абразивного слоя Z создается за несколько проходов;
- однородность абразивного слоя предполагает сплошное расположение частиц в каждом слое (по длине и по окружности поверхности притира);
- плотность распределения $f(d)$ величин размеров абразивных частиц известна и соответствует стандартам для абразивных материалов;
- длительность нанесения слоя T_p равна суммарной длительности всех электрических разрядов t_p для закрепления абразивных частиц данного слоя.

Формализация. Основной выходной переменной процесса нанесения абразивных частиц является длительность нанесения абразивного слоя.

Основными входными переменными являются кинематические параметры нанесения (подача и частота вращения), а также длительность электрического разряда. Эти же переменные следует выбрать в качестве входных и выходной переменных математической модели.

Условия обработки характеризуются также рабочими параметрами разрядного устройства (частотой разрядов), размерами абразивных частиц, а также геометрическими параметрами рабочей части притира.

Длительность нанесения слоя можно оценить величиной, аналогичной основному времени [1, 2] при резании T_o (мин):

$$T_o = \frac{L}{n \cdot s} \cdot \frac{Z}{t}, \quad (1)$$

где L – длина обработки (рабочей части притира), мм;

n – частота вращения притира, об/мин.;

s – подача на один оборот притира, мм/об.;

Z – общая приведенная толщина абразивного слоя, мм;

t – приведенная толщина слоя при однократном перемещении устройства 2, мм.

Общее количество абразивных частиц k в слое можно оценить с помощью выражения, в котором присутствует неизвестная функция $\varphi(v)$, описывающая распределение абразивных частиц в объеме слоя:

$$k = f_v \varphi(v) \cdot dv. \quad (2)$$

Приближенно (на основе принятых при идеализации допущений) эту величину можно выразить с учетом геометрических параметров притира L , R и Z и приведенного диаметра абразивной частицы d :

$$k \approx \frac{6LZ^2}{d^2}. \quad (3)$$

Для обеспечения однородности абразивного слоя величины подачи s и частоты вращения n должны быть ограничены сверху величинами:

$$\begin{aligned} [s] &= \frac{d}{t_p}; \\ [n] &= \frac{d}{2\pi R t_i}. \end{aligned} \quad (4)$$

Идентификация. Длина обработки (длина рабочей части притира L), общая приведенная толщина абразивного слоя Z , приведенная толщина слоя при однократном перемещении t (эквивалентна приведенному диаметру абразивной частицы d) для конкретного вида притира являются заданными величинами. Это же относится к величине радиуса R рабочей части притира и электрическим параметрам разрядного устройства (табл.1).

Таблица 1 – Значения параметров модели

t_p, c	$L, м$	$Z, м$	$t, м$	$R, м$
0,005	0,050	$50 \cdot 10^{-6}$	$5 \cdot 10^{-6}$	0,005

Проверка адекватности. Соответствие математической модели и оригинала (процесса нанесения покрытия) обеспечивается использованием апробированных выражений [1, 2] теории резания и технологии машиностроения.

Дополнительно проверено соответствие модели и оригинала [5] по основной выходной переменной модели и оригинала, а именно по времени нанесения покрытия.

Предельные допустимые отклонения значений выходной переменной оригинала ξ_{max} и ξ_{min} определены [5] по формулам (5), (6) с использованием статистических оценок математических ожиданий ξ и средних квадратических отклонений s экспериментальных данных. Значения статистики $\zeta(n, Q)$ определены по таблице 4.8в [7] при $Q=5\%$.

$$\xi_{max} = \xi + \zeta(n, Q) \cdot s ; \tag{5}$$

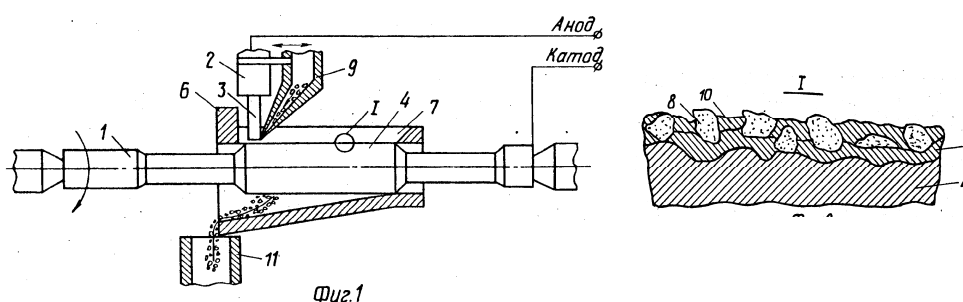
$$\xi_{min} = \xi - \zeta(n, Q) \cdot s . \tag{6}$$

Соотношение рассчитанных с помощью математической модели и экспериментальных значений времени нанесения покрытия (таблица 2) показывает, что гипотеза о соответствии модели и оригинала не может быть отклонена [5].

Таблица 2 – Проверка соответствия модели и оригинала

Натурный эксперимент, мин.	Математическая модель нанесения, мин.	ξ_{max} , мин	ξ_{min} , мин
4,921	4,716	6,278	3,562

Разработка конструктивно-технологических предложений. Для получения качественных притиров предложены способ изготовления абразивных инструментов и технологическая оснастка для его реализации (рис.2).



- 1 – корпус притира; 2 – искровое устройство; 3 – электрод;
 4 – рабочая поверхность притира; 5 – слой меди (первичный); 6 – обечайка;
 7 – прорезь; 8 – абразивные частицы; 9 – подающее устройство;
 10 – слой меди (вторичный); 11 – накопитель

Рисунок 2 – Технологическая оснастка для изготовления притиров для доводки отверстий

Рабочая поверхность притира создается в два этапа. На первом в результате переноса материала электрода при разрядах и согласованном движении притира и электрода на поверхности инструмента создается слой меди толщиной 20÷30 мкм, имеющий развитой рельеф.

На втором этапе на слой меди подаются абразивные частицы (например, алмазные зерна заданного размера), которые закрепляются во впадинах микрорельефа при

деформировании разогретого материала выступов, окружающих впадины. Многократное повторение таких элементарных актов приводит к получению абразивного слоя на всей поверхности изготавливаемого инструмента. Абразивные частицы в слое располагаются на нескольких уровнях, надежно закреплены и обеспечивают большую износостойкость инструмента (притира).

Оптимизация параметров конструктивно-технологических предложений. Задача оптимизации формулируется на основе математической модели процесса (1)-(4) как задача об определении значений кинематических параметров, при которых время нанесения покрытия (критерий оптимизации) минимально и одновременно выполняются ограничения по величинам подачи и частоты вращения:

$$T = \frac{L}{n \cdot s} \cdot \frac{Z}{t} \rightarrow \min ,$$

$$s \leq [s],$$

$$n \leq [n]$$
(7)

где $[s]$ и $[n]$ – предельно допустимые значения подачи и частоты вращения.

В качестве примера рассмотрим решения задачи оптимизации для разделения конкретного вида притира, параметры которого приведены в таблице 1. С учетом изложенного ранее формулировка задачи оптимизации примет вид:

$$T_o = \frac{500}{n \cdot s} \rightarrow \min ,$$

$$s \leq 32,$$

$$n \leq 2.$$
(8)

Учитывая нелинейный вид формулировки задачи оптимизации для ее решения использован известный [6] вариант градиентного метода оптимизации, основанный на имитационных экспериментах с ММ процесса нанесения. Ход решения представлен в табл.3.

Таблица 3 – Решение задачи оптимизации

	Подача, мм/об	Частота, об/мин	Время, мин
Основной уровень	15	1,0	33,3333
Интервал	2	0,1	
Верхний уровень	17	1,1	26,73797
Нижний уровень	13	0,9	42,73504
Имитационные эксперименты			
1	17	1,1	26,73797
2	17	0,9	34,96503
3	13	1,1	32,67974
4	13	0,9	42,73504
Градиент	-18,2824	-13,7118	
Шаг движения	-36,5647	-1,37118	
Шаг скорректированный	-3,6	-0,14	
Движение по градиенту			
5	20,6	1,24	19,57407
6	24,2	1,38	14,97185
7	27,8	1,52	11,83264
8	31,4	1,66	9,59251
9	35	1,8	7,936508
10	38,6	1,94	6,676994

Начальные значения (основные уровни) и интервалы варьирования оптимизируемых переменных (n и s) выбраны с учетом результатов теоретических исследований (приблизительно посередине установленных предельных диапазонов). Размерности величин соответствуют принятым в технологии машиностроения традициям. После определения составляющих градиента целевой функции их значения были уменьшены в десять раз (для обеспечения возможности реализации движения по градиенту). Для начала движения по градиенту выбрано сочетание факторов, которые имеют наиболее подходящие значения критерия оптимизации и ограничений (третий имитационный эксперимент в табл.3).

Оптимальное решение соответствует восьмому шагу движения по градиенту, так как при следующем шаге достигается предельное значение ограничения по величине подачи. При этом время нанесения покрытия равно 9,59 мин.

$$n_{opt} = 1,66 \text{ об/мин.}, \quad (9)$$

$$s_{opt} = 31,4 \text{ мм/об.}$$

Выводы. Использование системы математического моделирования, которая включает

- математическое моделирование (целеполагание, идеализация, формализация, идентификация, проверка адекватности);
 - разработку конструктивно-технологических предложений;
 - оптимизацию параметров конструктивно-технологических предложений,
- позволяет решать практические задачи повышения эффективности использования технологической оснастки при изготовлении абразивных инструментов (цилиндрических притиров).

ЛИТЕРАТУРА

1. Справочник технолога-машиностроителя. Т. 1 / Под ред.. А.Г.Косиловой, Р.К.Мещерякова. – М.: Машиностроение, 1972. – 694с.
2. Справочник технолога-машиностроителя. Т. 2 / Под ред.. А.Н.Малова. – М.: Машиностроение, 1972. – 568с.
3. А. с. № 1611723 СССР, МКИ В 24 D 18/00. Способ изготовления абразивного инструмента / В.Н.Морозенко, А.Г.Ясев, Н.А.Мололкин (СССР). – №4496195/31-08; Заявлено 04.07.88; Опубл. 07.12.90, Бюл. №45. – 3с.
4. Ясев А.Г. Комплексный метод совершенствования технологической оснастки процессов обработки деталей металлургических машин / Ясев А.Г. // Сучасні проблеми металургії: наукові праці. – Дніпропетровськ: Системні технології. – 2007. – Том 10. – С.68-82.
5. Ясев А.Г. Соответствие математических моделей и технологических процессов в металлургии и машиностроении / Ясев А.Г. – Днепропетровск: Днепр-VAL, 2001. – 237с.
6. Ясев А.Г. Применение методов оптимизации технологических процессов / Ясев А.Г. – С.163-217 // Физико-математическая теория процессов обработки материалов и технологии машиностроения. В 10-и томах / под общ. ред. Ф.В.Новикова, А.В.Якимова. – Т. 8: Оптимизация технологических процессов в машиностроении. – Одесса: ОНПУ, 2004. – 509с.
7. Большев Л.Н. Таблицы математической статистики / Большев Л.Н., Смирнов Н.В. – М.: Наука, 1983. – 416с.

Поступила в редколлегию 27.03.2015.

Днепродзержинский государственный технический университет

*Запорожский национальный технический университет

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ПРИВОДА ПРОМЫШЛЕННОГО ТРАНСПОРТА

Введение. В последние годы при эксплуатации промышленного транспорта целлюлозно-бумажного производства (ПТ ЦБП) непрерывной варки целлюлозы наметилась тенденция снижения выхода товарной целлюлозы из-за частых внеплановых остановок приводов роторных питателей высокого давления (ПВД). Анализ причин остановки нормальной работы ТЗС показал: 1) роторные питатели вырабатывают 40-50% своего ресурса (40-50% присадки ротора); 2) снятие питателей с эксплуатации происходит из-за невозможности компенсировать зазор в результате заклинивания, схватывания и заедания ротора относительно корпуса; 3) за последние 10-15 лет мощность двигателя на привод ротора увеличилось с 8 кВт до 40 кВт (более чем в 5 раз); 4) при компенсации зазора в ПВД появились случаи разрушения цапф крепления ротора в подшипниковых узлах; 5) компенсация зазора в ПВД стала непредсказуемой, тяжело осуществляемой и ее выполнение осуществлялось только с разрешения начальника цеха.

Постановка задачи. Целью данной работы является решение следующих задач:

- 1 – установление количественных составляющих крутящих моментов в основных узлах роторных питателей – конических трибосистемах;
- 2 – установление причин разрушения ротора ПВД;
- 3 – выяснение причин возрастания мощности привода ПВД за последние годы более, чем в 5 раз;
- 4 – облегчение компенсации зазора в ПВД;
- 5 – обеспечение полной выработки прижима ротора ПВД.

Результаты работы. В настоящее время в роторных ПВД используются двигатели постоянного тока: $P_n=40$ кВт; $U_n=440$ В; $I_n=104$ А; $n_n=1500$ мин⁻¹; тип двигателя 225 УВЗ. Изготовитель МАWD4.

Для исследования возможности влияния нагрузки на привод ротора использовались электрические характеристики. Для этого использовались уравнения равновесия ЭДС в цепи обмотки возбуждения и якоря, а также равновесия моментов на валу двигателя:

$$R_B i_B + L_B \frac{di_B}{dt} = u_B, \quad (1)$$

$$R_Y i_Y + C_E \Phi \Omega = u_Y, \quad (2)$$

$$C_M \Phi i_Y - J \frac{d\Omega}{dt} = M, \quad (3)$$

где R_B и R_Y – сопротивления цепи возбуждения и цепи якоря, Ом; i_B и i_Y – токи в этих цепях, А; u_B и u_Y – напряжения в цепи возбуждения и цепи якоря, В; ω – число витков обмотки возбуждения; Φ – магнитный поток, Вебер; Ω – угловая частота, с⁻¹; M – момент инерции, нм; J – приведенный к валу двигателя момент инерции, кг·м²;

C_E и C_M – коэффициенты пропорциональности; L_B – индуктивность обмотки возбуждения Гн.

На основании этих уравнений по показаниям амперметра в обмотке якорной цепи двигателя судили о нагрузке на приводе ротора ПВД.

При длительной эксплуатации питателя высокого давления непрерывной варки Камюр расчетная мощность электродвигателя привода определялась по мощности на валу ротора и частоте вращения ротора по формуле

$$N = (k \cdot \Sigma T_i \pi n \cdot 10^3) / 30r, \quad (4)$$

где N – мощность электродвигателя, кВт; $k = 1,1 \dots 1,2$ – коэффициент установочной мощности привода; n – максимальная частота вращения ротора, мин^{-1} ; $r = r_u \cdot r_y \cdot r_n^2 = 0,8 \cdot 0,96 \cdot 0,99^2$ ($r_u = 0,8$; $r_y = 0,96$; $r_n^2 = 0,99$) – коэффициенты полезного действия привода, червячной передачи, цилиндрической передачи и одной пары подшипников; ΣT_i – суммарный крутящий момент на валу ротора, определяемый по формуле:

$$\Sigma T_i = T_1 + T_2 + T_3 + T_4, \quad (5)$$

где T_1 – момент трения в радиальных подшипниках качения. Нм; T_2 – момент трения между щепой и поверхностями ротора и корпуса, Нм; T_3 – момент трения в сальниковых уплотнениях. Нм; T_4 – момент трения между ротором и корпусом при выполнении присадки ротора с помощью механизма присадки, который используется для компенсации критического зазора в питателе, Нм. Момент трения в радиальных подшипниках качения определяем по формуле $T_1 = G \cdot (d_{cp} / 2) \cdot f_k$, где $G = m_p \cdot g + F$ – суммарная сила, действующая на ротор, Н; f_k – коэффициент трения; m_p – масса ротора и вала, Н; g – ускорение свободного падения, $\text{м}/\text{с}^2$; F – сила, действующая на ротор от перепада между окнами загрузки и окнами сит, Н:

$$F = F_v - F_l; \quad F = P_v S_v - P_l S_l; \quad (6)$$

$$F_v = P_v \cdot L \cdot d_{cp} \cdot \sin(\alpha_v / 2); \quad (7)$$

$$F_l = P_l \cdot L \cdot d_{cp} \cdot \sin(\alpha_l / 2),$$

где F_v и F_l – силы, действующие на ротор из окон V и 1 корпуса; d_{cp} – средний диаметр ротора, м; L – длина окна ротора по образующей, м; α_v и α_l – средний дуговой градус сопряжения поверхности ротора и окон корпуса, град. С учетом численных значений выражений (6) и (7) определяем составляющие уравнения (5):

$$T_1 = [m_p \cdot g + (P_v \cdot d_{cp} \cdot \sin(\alpha_v / 2) + P_l \cdot L \cdot d_{cp} \cdot \sin(\alpha_l / 2))] (d_{cp} / 2) \cdot f_k; \quad (8)$$

$$T_2 = K_l \cdot G_p \cdot (D_{cp} / 2) \cdot f_\sigma, \quad (9)$$

где $K_l = 3$ – коэффициент крошения щепы; G_p – усилие от давления щепы на ротор. Н; $f_\sigma = 2,75$ – коэффициент внутреннего трения щепы о поверхности ротора и корпуса, которая находится в области сит и по торцам ротора и корпуса питателя;

$$T_3 = \pi \cdot d_c^2 \cdot L \cdot f \cdot P_c, \quad (10)$$

где d_c – диаметр вала ротора в местах сальниковой набивки, м; $f = 0,11$ – коэффициент трения между сальниковой набивкой и валом; P_c – давление, создаваемое гранбуксой на

сальники, МПа ($P_c = 1,25-1,2 \cdot 10^5$ Па).

Момент трения между основаниями и средними перемычками ротора корпуса при осевом перемещении ротора с помощью механизма присадки используется для компенсации критического зазора в питателе.

Усилия прижатия ротора к корпусу (осевая сила F_a) зависит от усилия, прикладываемого к штурвалу механизма присадки, и определяется по формуле

$$F_{ум} \cdot d_{ум} = 0,5 F_a \cdot d_2 \left[\left(D_{cp} / d_2 \right) \cdot f + tg(\psi + \varphi) \right], \quad (11)$$

где $F_{ум}$ – усилие, прикладываемое оператором к штурвалу механизма присадки, Н; $d_{ум} = 1$ м – диаметр штурвала, м; F_a – осевая сила, Н; $d_2 = 33,4$ мм – средний диаметр резьбы; $D_{cp} = 0,5(0,1 + d_{омс}) = 0,5(52 + 3665) = 44,2$ мм – средний диаметр опорной поверхности торца штурвала присадки ротора, мм; D_1 – наружный диаметр опорного торца штурвала, мм; $d_{омс}$ – диаметр отверстия под винт, мм; $f = 0,15$ – коэффициент трения на опорном торце штурвала; $\varphi = arctgf_{np}$ – приведенный угол трения в резьбе; $\varphi = 2^\circ 12'$ – угол подъема резьбы [1, 2].

Усилия, прикладываемые к штурвалу механизма присадки, изменяются в широких пределах $F_{ум} = 5 \dots 200$ кН, а осевая сила при этом изменяется в пределах $F_a = 3 \dots 125$ кН.

Нормальное усилие на основаниях и средних перемычках ротора и корпуса определяется с учетом конусности деталей по формуле

$$F_n = F_a / K_2 = 120 \dots 5000 \text{ кН}, \quad (12)$$

где F_n – нормальная сила, действующая на участках граничного трения между основаниями и средними перемычками ротора и корпуса, Н; $K_2 = 1:20$ – конусность сопрягаемых поверхностей ротора и корпуса [1, 2].

С учетом выражений (11) и (12) момент трения между ротором и корпусом в питателе с помощью механизма присадки определится по формуле

$$T_4 = F_n \cdot (d_{cp} / 2) \cdot f, \quad (13)$$

где $d_{cp} = 0,84$ – средний диаметр ротора; $f = 0,15$ – коэффициент трения между ротором и корпусом.

В табл.1 приведены результаты расчета значений крутящих моментов, определенных по приведенным выше формулам.

Таблица 1 – Распределение крутящих моментов и мощности в отдельных узлах роторного питателя Камюр

Крутящий момент в отдельных узлах привода	Условия эксплуатации питателя Камюр		
	Нормальные	Нестабильные	
		с подачи щелочи в трубу выравнивания	без подачи
T_1 – в радиальных	12 / 0,03	12 / 0,03	12 / 0,03
T_2 – между щепой и поверхностями	1200 / 3%	1200 / 3%	1200 / 3%
T_3 – в сальниковых уплотнениях	6942 / 17,4%	6942 / 17,4%	6942 / 17,4%
T_4 – между ротором и корпусом при выполнении присадки ротора		28488 / 71,5%	31654 / 79,5%
Суммарный крутящий момент	8154 / 20,4%	36642 / 92%	39808 / 100%
Мощность, кВт/%	8 / 20%	36,8 / 92%	40 / 100%

Из табл.1 видно, что в процессе эксплуатации необходимо различать два режима эксплуатации: 1-й режим – нормальной продолжительности – 4...7 суток, при котором нагрузка на двигатель привода ПВД не превышает 8 кВт, а крутящий момент на основаниях и средних перемышках ротора и корпуса равен $T_4=0$. При таком режиме эксплуатации внеплановые снятие питателей не превышает 10%; 2-й режим эксплуатации продолжительностью 30...120 сек. При этом нагрузка на двигатель возрастает до 40 кВт, а крутящий момент на основаниях и средних перемышках возрастает с нуля до 28488 НМ (71,8%). При этом режим эксплуатации внеплановых снятий питателей достигает 80-90% [3].

Из анализа табл.1 и уравнения (11) видно, что момент трения на основаниях и средних перемышках ротора и корпуса возникает при 2-м режиме эксплуатации и зависит от: 1) нормальной силы на участках граничного трения; 2) коэффициента трения; 3) смазки (дополнительной подачи щелочи снижает нагрузку на 10%); 4) вида трения (граничное или жидкостное).

Выводы. 1. Установлены количественные составляющие крутящих моментов трения в основных узлах привода роторного питателя Камюр.

2. Различают два режима эксплуатации питателя Камюр: нормальная эксплуатация, при которой расходуется 20% (8 кВт) мощности привода; и эксплуатация питателя при выполнении присадки ротора – расходуется до 80% (32 кВт) мощности привода.

3. При выполнении присадки ротора можно осуществлять подачу белой щелочи в зону трения. При этом нагрузка на приводы ротора снижается на 8...10% за счет снижения коэффициента трения в питателе.

4. Нестабильной работой питателя Камюр считается этап присадки ротора. В результате выполнения этой операции снимается с эксплуатации более 90% питателей.

5. Подача белой щелочи в зону трения питателя при выполнении присадки ротора резко повышает эксплуатационную надежность питателя.

ЛИТЕРАТУРА

1. Нечаев Г.И. Повышение надежности и продуктивности загрузочных устройств непрерывной варки целлюлозы: монография / Нечаев Г.И., Камель Г.И. – Луганск: Изд-во ВНУ им. В.Даля, 2005. – 392с.
2. Камель Г.И. Дослідження конічних трибосполучень у промисловому транспорті: монографія / Г.І.Камель., В.В.Перемітько, А.В.Єршов, Р.А.Куліковський. – Дніпродзержинськ: ДДТУ, 2013. – 313с.

Поступила в редколлегию 17.11.2014.

УДК 681.2

ШКІЛЬ В.М., к.т.н., доцент
КОРОБОЧКА О.М., д.т.н., професор

Дніпродзержинський державний технічний університет

МАСШТАБ І ТОЧНІСТЬ ВИЗНАЧЕННЯ МАЛИХ ПЕРЕМІЩЕНЬ ПРИ ВИКОРИСТАННІ КОМП'ЮТЕРНИХ ТЕХНОЛОГІЙ

Вступ. Згідно зі стандартом масштаб є відношення лінійних розмірів зображення, поданого на кресленні, до відповідних розмірів самого предмета. При графічному проектуванні на аркушах паперу креслення виконують як в натуральну величину, так і залежно від розмірів деталі в масштабі збільшення або зменшення. При цьому масштаби строго регламентовані. Звичайно, чим більший масштаб зображення, тим точніше будуть виконані побудови. Але в межах аркуша паперу не завжди є можливість використати необхідний масштаб збільшення. Тим більше, коли мова йде про розміри, відс-

тані або переміщення в межах від 0 до $1 \cdot 10^{-6}$ м. Інша справа, коли проектування виконують в автоматизованому режимі з використанням комп'ютерних технологій. Сучасні графічні редактори, які використовують в обчислювальній техніці, дозволяють виконувати побудови з високою точністю. Так, наприклад, за допомогою системи AutoCAD можна визначати лінійні і кутові розміри, розрахунки площі і об'єму з точністю до 10^{-8} умовних одиниць. Тобто, це можуть бути міліметри, метри, дюйми. При цьому під точністю мається на увазі кількість значущих цифр після коми. Але в AutoCAD немає масштабу в звичайному розумінні. При цьому це не означає, що не можна виконувати графічні побудови в певних масштабах. Масштабування різних частин зображення у відповідності з бажаним форматом документа може здійснюватися в момент компонування креслення або при виведенні креслення або його частини на плоттер (принтер).

Постановка задачі. Метою даної роботи є визначення точності розрахунку максимальної величини неповернення наконечника головки дотику [1] в вихідне нульове положення після процесу вимірювання при автоматизованому проектуванні у графічному пакеті AutoCAD з використанням масштабів і точності розрахункових схем.

Результати роботи. Похибка головки дотику залежить від неповернення наконечника головки дотику в вихідне нульове положення після процесу вимірювання. Для забезпечення високої точності і технологічної надійності контролю розмірів деталей величина похибки ΔS вимірювальної головки дотику повинна бути в межах від 0 до $1 \cdot 10^{-6}$ м. Послідовність графічних побудов для автоматизованого визначення величини похибки вимірювальної головки дотику докладно викладено у роботі [2]. Розглянемо можливі варіанти автоматизованого визначення відстані між кінцевими положеннями вимірювального наконечника до і після процесу вимірювання (величини похибки головки дотику).

Перший варіант. Із застосуванням команди “Zoom” (зумування).

На рис. 1 наведено розрахункову схему для автоматизованого визначення максимальної величини похибки $\Delta S_{\alpha \max}$ вимірювальної головки дотику для шарика 10-го ступеня точності [3] із застосуванням команди “Zoom”.

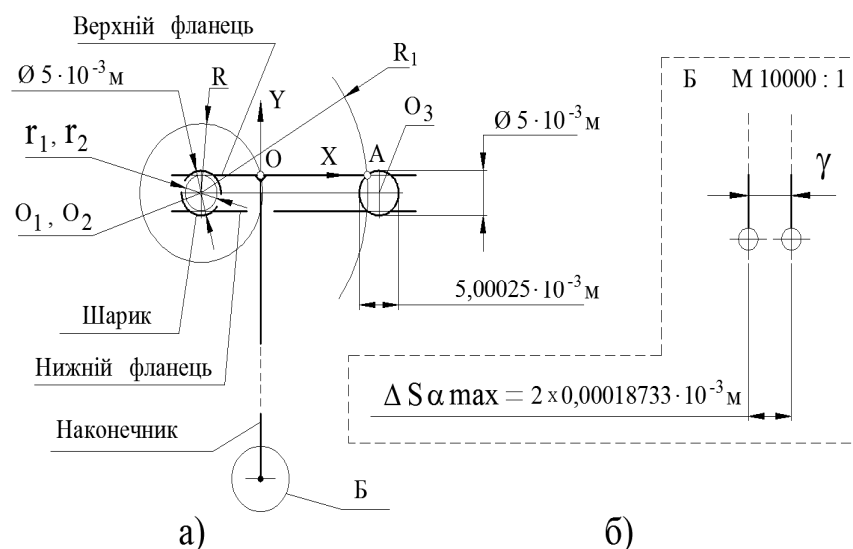


Рисунок 1 – Розрахункова схема автоматизованого визначення величини похибки $\Delta S_{\alpha \max}$ із застосуванням команди “Zoom”

У розрахунковій схемі (рис. 1, а) при визначенні максимальної величини похибки $\Delta S_{\alpha \max}$ всі побудови виконано в умовних одиницях 10^{-3} м. Тому і величина похибки буде вимірюватися в умовних одиницях 10^{-3} м. Щоб задати точність подання вимірюваних величин в розмірному написі і отримати більше значущих цифр після коми в діало-

говому вікні “Dimension Style Manager” (диспетчер розмірних стилів) на вкладці “Precision” (точність) встановимо максимальну точність AutoCAD – 10^{-8} . Зумуванням у реальному часі (команда “Zoom”) збільшимо виносний елемент Б (рис.1, б). Команда “Zoom” дозволяє керувати масштабом креслення на екрані. Збільшення масштабу наближає виносний елемент Б до спостерігача, але не змінює розміри креслення. Тому умовний масштаб 10000:1, який наведено на рис.1, не має ніякого відношення до визначення відстані між кінцевими положеннями вимірювального наконечника. Даний масштаб збільшення використаний для того, щоб точно вказати точки прив’язки при нанесенні розміру $\Delta S_{\alpha \max}$ – величини похибки.

Величина похибки дорівнює:

$$\Delta S_{\alpha \max} = 2 \times 0,00018733 \cdot 10^{-3} \text{ м} = 0,00037466 \cdot 10^{-3} \text{ м}.$$

Другий варіант. Із застосуванням команди “Scale” (масштаб).

Розрахункову схему виконаємо, як і в попередньому варіанті, в умовних одиницях 10^{-3} м (рис.2, а). Командою “Scale”, що розташована на панелі “Modify” (редагування), збільшимо виносний елемент Б. Команда “Scale” змінює розміри зображення. Універсальний спосіб зміни розмірів зображення – завдання масштабного коефіцієнта. Для збільшення виносного елемента у 10^3 введемо масштабний коефіцієнт 1000. Таким чином виносний елемент Б буде накреслено у масштабі 1000:1 (рис.2, б). Щоб точніше використати прив’язки командою “Zoom” збільшимо зображення і проставимо розмір $\Delta S_{\alpha \max}$, який визначає величину похибки вимірювальної головки дотику.

У даному варіанті при встановленій точності 10^{-8} величина похибки вимірюється в умовних одиницях 10^{-6} м і дорівнює:

$$\Delta S_{\alpha \max} = 2 \times 0,18733466 \cdot 10^{-6} \text{ м} = 0,37466932 \cdot 10^{-6} \text{ м}.$$

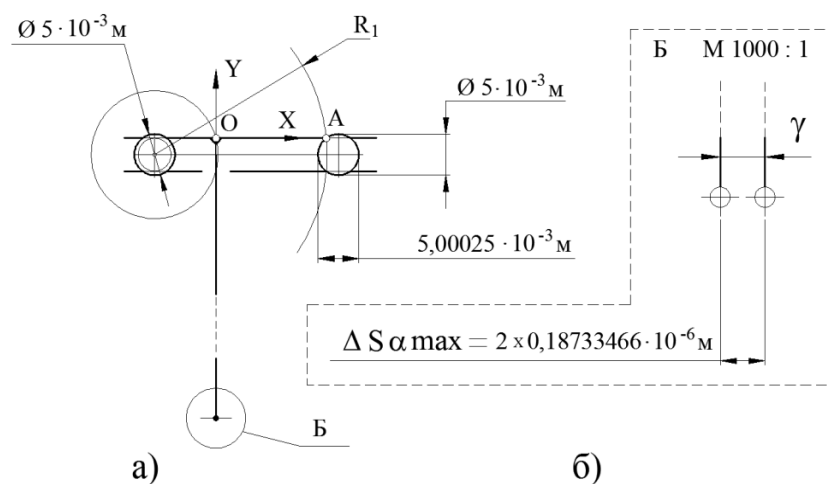


Рисунок 2 – Розрахункова схема автоматизованого визначення величини похибки $\Delta S_{\alpha \max}$ із застосуванням команди “Scale”

Третій варіант. Із застосуванням сумірних одиниць вимірювання.

Враховуючи, що в графічному пакеті AutoCAD побудови виконують в умовних одиницях вимірювання, розрахункову схему для визначення величини похибки головки дотику накреслимо в умовних одиницях 10^{-6} м, тобто в масштабі 1000:1 порівняно з попередніми варіантами, тобто сумірним з очікуваним результатом: $\Delta S_{\alpha \max} \leq 1 \cdot 10^{-6}$ м (рис.3, а).

У даній розрахунковій схемі величина похибки буде вимірюватись, як і в другому варіанті, в 10^{-6} м, але без застосування команди “Scale” (рис.3, б).

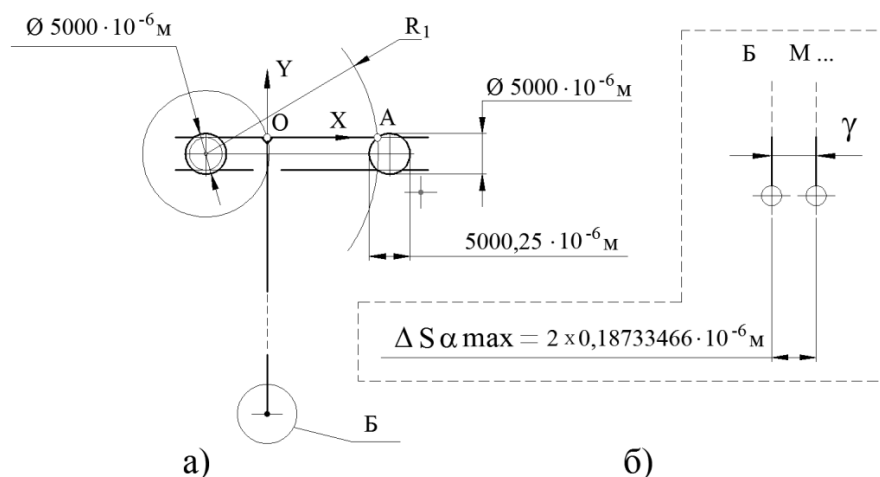


Рисунок 3 – Розрахункова схема автоматизованого визначення величини похибки $\Delta S_{\alpha \max}$ із застосуванням сумірних одиниць вимірювання 10^{-6} м

При встановленій точності 10^{-8} величина похибки дорівнює:

$$\Delta S_{\alpha \max} = 2 \times 0,18733466 \cdot 10^{-6} \text{ м} = 0,37466932 \cdot 10^{-6} \text{ м.}$$

Четвертий варіант. З використанням “Scale factor” (масштаб вимірювання).

При розгляді попередніх трьох варіантів малось на увазі, що “Scale factor” в “Dimension Style Manager” за замовчуванням дорівнює одиниці. Для зміни параметру “Scale factor” розмірного стилю на вкладці “Primary Units” (основні одиниці) введемо масштабний коефіцієнт 1000 розмірного числа. Таким чином розмір, який буде виводитись на кресленні, пропорційно збільшиться у 1000 разів. У даному випадку використовується розрахункова схема першого (другого) варіанту, але при цьому відпадає необхідність для кожного ступеня точності шарика вводити масштаб збільшення.

При точності 10^{-8} величина похибки буде дорівнювати:

$$\Delta S_{\alpha \max} = 2 \times 0,18733466 \cdot 10^{-6} \text{ м} = 0,37466932 \cdot 10^{-6} \text{ м.}$$

Висновки. Аналіз розглянутих варіантів автоматизованого визначення похибки головки дотику, величина якої знаходиться в межах від 0 до $1 \cdot 10^{-6}$ м, із застосуванням масштабів і точності графічного пакету AutoCAD показав, що прийнятними варіантами визначення малих величин є варіанти, коли:

- а) побудови сумірні з вимірювальними величинами;
- б) використовується масштаб вимірювання.

При цьому точність визначення величини похибки пропорційна умовним одиницям вимірювання.

ЛІТЕРАТУРА

1. Шкиль В.Н. Измерительная головка касания / Шкиль В.Н. // Придніпровський науковий вісник: Машинобудування та технічні науки. – 1997. – №44 (55). – С.25-27.
2. Шкиль В.Н. Использование пакета AutoCAD при определении погрешностей измерительных головок касания на металлорежущих станках с ЧПУ / В.Н.Шкиль, А.Н.Коробочка, В.В.Дорофеев // Системні технології. – Дніпропетровськ. – 2006. Випуск 4(45). – С.50-56.
3. Шкиль В.Н. Влияние отклонений геометрической формы деталей головки касания на погрешность измерения / В.Н.Шкиль // Системні технології. – Дніпропетровськ. – 1998. – Випуск 2. – С.140-144.

Надійшла до редколегії 23.12.2014.